MANUALUL INGINERULUI DE MINE

***

SALA

A TEHNICĂ

Acest volum cuprinde următoarele secțiuni :

XVII. Procedee de extragere ; XVIII. Explozivi minieri ; XIX. Săparea și susținerea lucrărilor miniere ; XX. Exploatări miniere la zi.

Se adresează inginerilor și subinginerilor de mine, inginerilor geologi, tehnicienilor și maiștrilor minieri care își desfășoară activitatea în cercetare, proiectare și producție, constituind totodată un material ajutător pentru studenții de la Institutul de Mine și facultățile de geologie.

MANUALUL INGINERULUI DE MINE

***

Coordonator:

Dr. docent ing. **ARON POPA**
Profesor universitar emerit

330380
B.C.U. IASI

EDITURA TEHNICĂ
București — 1986

Colectivul de autori:

Prof. dr. docent ing. **ARON POPA**
Prof. dr. ing. **DUMITRU FODOR**
Prof. dr. ing. **NICOLAE LEȚU**
Prof. dr. ing. **VASILE POPA**
Prof. dr. ing. **NICOLAE ILIAȘ**
Prof. dr. ing. **AURELIAN SIMIONESCU**
Prof. dr. ing. **ANDREI MAGYARI**
Șef lucrări dr. ing. **EMIL MARICA**
Șef lucrări ing. **CONSTANTIN SEMEN**
Dr. ing. **FLOREA NEAGU**
Dr. ing. **IOSIF GRUNEANȚU**
Ing. **EMERIC HANNIG**
Ing. **MIRON REBEDEA**
Ing. **GRIGORE SPAFIU**

I. 45.064
Biblioteca de Geologie-Geografie
III-12109

Redactor: ing. **FILOMENOS SAVIN**
Tehnoredactor: **ELLY GORUN**
Coperta: **ȘTEFAN PĂRĂU**

Bun de tipar: 15-XI-1986, Coli de tipar: 58, C.Z: 622 (039)

c. 704 — I. P. Informația
str. Brezoianu, nr. 23—25
București

Cuprins

XVII. PROCEDEE DE EXTRAGERE

1. *Procedee de extragere manuală* 15
2. *Procedee de extragere mecanică* . . . 18
3. *Procedee de extragere cu explozivi* . . . 22
   3.1. Modul de lucru al explozivilor asupra masivului de rocă 23
   3.2. Parametrii de calcul ai explozivilor 27
   3.3. Construcția încărcăturilor explozive și modul lor de inițiere 36
   3.4. Tehnologia împușcării în mediu comprimat 56
4. *Procedee de extragere cu ajutorul apei* . . . 57
   4.1. Procedeul bazat pe acțiunea dinamică a apei 58
      4.1.1. Hidromecanizarea aplicată în exploatări la zi 58
      4.1.2. Hidromecanizarea aplicată în exploatări subterane . . . 60
      4.1.3. Caracteristici tehnice principale ale utilajului și instalațiilor hidromecanice 60
   4.2. Procedeul bazat pe acțiunea statică a apei 68
   4.3. Procedeul bazat pe acțiunea de dizolvare a apei 69

XVIII. EXPLOZIVI MINIERI

1. *Generalități* 72
   1.1. Scurt istoric 72
   1.2. Noțiuni asupra exploziei și substanțelor explozive 72
   1.3. Substanțele explozive 73
   1.4. Reacții chimice explozive, bilanțul de oxigen și toxicitatea gazelor de explozie 75
   1.5. Noțiuni de bază asupra detonației substanțelor explozive 76
   1.6. Factorii care influențează viteza și stabilitatea detonației 78
2. *Caracteristicile termodinamice și verificarea explozivilor* 79
   2.1. Caracteristicile termodinamice ale explozivilor 79
      2.1.1. Căldura de explozie . . . 79
      2.1.2. Temperatura de explozie . . 81
      2.1.3. Volumul produselor de explozie 82
      2.1.4. Presiunea gazelor de explozie 84
      2.1.5. Forța explozivă sau presiunea specifică de explozie . . . 85
      2.1.6. Presiunea de detonație 86
      2.1.7. Potențialul explozivilor . . . 86
   2.2. Verificarea explozivilor 87
      2.2.1. Determinarea vitezei de detonație 88
      2.2.2. Determinarea brizanței . . . 89
      2.2.3. Determinarea potențialului explozivilor 90
      2.2.4. Determinarea altor parametri ai explozivilor 93
3. *Clasificarea și descrierea explozivilor* . . . 95
   3.1. Clasificarea explozivilor 95
   3.2. Descrierea explozivilor 97
      3.2.1. Compuși chimici explozivi . 97
      3.2.2. Explozivi ordinari 114
         3.2.2.1. Explozivi pe bază de nitroglicerină 114
         3.2.2.2. Explozivi pe bază de azotat de amoniu . . . 117
         3.2.2.3 Explozivi pe bază de clorați și perclorați 121
         3.2.2.4. Explozivi pe bază de oxigen lichid (oxilicvite) 121
         3.2.2.5. Pulberea neagră . . 121
      3.2.3. Explozivi de siguranță . . . 122
         3.2.3.1. Explozivi de siguranță mai puțin sensibili la lovituri, manipulare și transport 122
         3.2.3.2. Explozivi de siguranță antigrizutoși 122
         3.2.3.3. Explozivi de siguranță termorezistenți . . 128
         3.2.3.4. Explozivi rezistenți la apă sub presiune 128
4. *Mijloace de aprindere a explozivilor și de inițiere a explozivilor* 129
   4.1. Aprinderea explozivilor cu ajutorul fitilului și capselor detonate pirotehnice 132

4.1.1. Fitilul Bickford 132
4.1.2. Fitilul denonant 132
4.1.3. Capse detonante pirotehnice 135
4.2. Aprinderea electrică a explozivilor 135
4.2.1. Capse detonante electrice 135
4.2.2. Conductori electrici, rețeaua electrică de împușcare și scheme de legare a capselor . . . 140
4.2.3. Surse de curent pentru aprinderea circuitelor de împușcare 144
4.2.4. Tehnologia aprinderii explozivilor cu ajutorul capselor detonante electrice 148
4.3. Lichidarea rateurilor 149
4.4. Prevenirea inițierii accidentale a exploziilor prin influențe străine . 149
4.5. Inițierea neelectrică a încărcăturilor 150
5. *Depozitarea, transportul, distrugerea și dezghețarea explozivilor* 151
5.1. Depozitarea explozivilor 151
5.2. Transportul explozivilor 155
5.3. Distrugerea explozivilor 155
5.4. Dezghețarea explozivilor 156

XIX. SĂPAREA ȘI SUSTINEREA LUCRĂRILOR MINIERE SUBTERANE

1. *Elemente constructive și clasificarea lucrărilor miniere subterane* 158
1.1. Elemente constructive ale lucrărilor miniere subterane 158
1.2. Clasificarea lucrărilor miniere subterane 159
2. *Săparea și susținerea galeriilor* 161
2.1. Alegerea profilului și dimensionarea secțiunii transversale a galeriilor 161
2.2. Principalele tehnologii de execuție a galeriilor 170
2.3. Săparea galeriilor prin perforare și împușcare 173
2.3.1. Perforarea găurilor de mină 173
2.3.2. Determinarea parametrilor găurilor de mină 190
2.3.3. Încărcarea găurilor de mină cu explozivi, împușcarea și aerisirea frontului de lucru 203
2.3.4. Încărcarea și evacuarea rocii 228
2.3.5. Susținerea galeriilor 240
2.3.6. Organizarea muncii la săparea galeriilor prin perforare-împușcare 262
2.4. Săparea mecanizată a galeriilor . . . 265
2.4.1. Combine pentru săparea galeriilor 266
2.4.2. Mijloace de transport 281
2.4.3. Susținerea galeriilor . . . 288
2.4.4. Tehnologii tip de săpare mecanizată a galeriilor . . . 294
2.4.5. Determinarea parametrilor tehnologiilor de săpare mecanizată a galeriilor 311
2.4.6. Organizarea săpării mecanizate a galeriilor 322
2.4.7. Probleme de tehnica securității muncii. 329
2.5. Tehnologii de execuție a galeriilor în roci neomogene 330
2.6. Săparea galeriilor în roci dezagregate 333

3. *Săparea și susținerea planelor și puțurilor înclinate* 334

4. *Săparea și susținerea suitorilor* 340
4.1. Metoda clasică de săpare a suitorilor 343
4.2. Săparea suitorilor cu colivie suspendată 346
4.3. Săparea suitorilor cu platformă mobilă mecanizată 348
4.4. Săparea suitorilor cu găuri lungi perforate pe întreaga lungime proiectată și împușcarea pe tronsoane 353
4.5. Săparea suitorilor prin foraj 355
4.6. Susținerea suitorilor 356
4.7. Alegerea metodei de execuție a suitorilor 362

5. *Săparea și susținerea puțurilor verticale* 363
5.1. Documentația geomecanică în vederea executării puțurilor verticale 363
5.2. Alegerea profilului și dimensionarea secțiunii transversale a puțurilor verticale 364
5.3. Măsuri tehnico-organizatorice premergătoare construcției și clasificarea metodelor de săpare a puțurilor 367
5.4. Săparea puțurilor prin perforare și împușcare 381
5.4.1. Scheme tehnologice de săpare a puțurilor prin perforare-împușcare 381
5.4.2. Parametrii procesului de perforare-împușcare la săparea puțurilor 383
5.4.3. Principalele procese tehnologice la săparea puțurilor . . . 389
5.4.4. Asigurarea aerului comprimat pentru procesul de săpare a puțurilor 397
5.4.5. Evacuarea rocii împușcate la săparea puțurilor 399
5.4.6. Evacuarea apelor la săparea puțurilor 414
5.4.7. Utilaje diverse folosite la săparea puțurilor 418
5.5. Susținerea puțurilor 422
5.5.1. Clasificarea susținerilor și criterii de alegere 423
5.5.2. Interacțiunea dintre susținerile puțurilor și rocile înconjurătoare 424
5.5.3. Influența condițiilor geominiere asupra modului de solicitare a susținerii puțurilor. Regimul de lucru al susținerilor 429
5.5.4. Susținerea în lemn 431
5.5.5. Susținerea în bolțari 434
5.5.6. Susținerea în beton cu cofraje glisante 438
5.5.7. Susținerea în torcret . . . 447

5.5.8. Susținerea în cuvelaje (tubinguri) 450
5.5.9. Susținerea elastică 451
5.5.10. Susținerea combinată . . . 452
5.5.11. Aprecierea tehnică și economică a diferitelor tipuri de susținere la executarea puțurilor 454
5.6. Amenajarea puțurilor 456
5.7. Organizarea muncii la săparea puțurilor 469
5.8. Adîncirea puțurilor 473
5.8.1. Metode și scheme tehnologice de adîncire a puțurilor și domeniul de aplicare al acestora 473
5.8.2. Lucrări de pregătire și de încheiere la adîncire 481
5.8.3. Utilaje, tehnologii de săpare și mijloace de protecție pentru adîncirea puțurilor . . . 482
5.9. Săparea și susținerea construcțiilor anexe din jurul puțului 488
5.9.1. Rampe de puț 488
5.9.2. Circuite de puțuri 493
5.9.3. Remize de locomotive . . . 497
5.9.4. Stații de transformatoare . . 500
5.9.5. Stații de evacuare a apelor 501
5.9.6. Silozuri subterane 505
5.9.7. Construcții subterane de încărcare a schipurilor 511
5.9.8. Ramificații și racorduri . . . 513
5.9.9. Planul calendaristic cu eșalonarea în timp a construcțiilor anexe din jurul puțului și dulgerata de execuție a acestora 516
5.10. Construcția puțurilor oarbe . . . 521
5.11. Săparea puțurilor prin metode speciale 527
5.11.1. Săparea cu palplanșe . . . 528
5.11.2. Săparea cu trusa tăietoare 529
5.11.3. Săparea cu chesoane pneumatice 535
5.11.4. Săparea puțurilor prin coborîrea nivelului hidrostatic 537
5.11.5. Săparea puțurilor prin impermeabilizarea rocilor . . . 545
5.11.6. Săparea puțurilor prin metoda înghețării 548
5.11.7. Săparea puțurilor prin foraj cu diametru mare 554

XX. EXPLOATĂRI MINIERE LA ZI

1. *Generalități*. 580
1.1. Zăcăminte exploatabile prin lucrări la zi 582
1.2. Categorii de lucrări 584
1.3. Materiale grafice folosite în exploatarea la zi 585

2. *Dimensionarea treptelor în cariere* 586
2.1. Elementele carierelor și dimensiunile elementelor geometrice ale treptelor 586
2.1.1. Înălțimea treptelor 590
2.1.2. Unghiul de taluz 590
2.1.3. Lățimea bermelor 593
2.2. Determinarea elementelor geometrice ale treptelor 594
2.2.1. Înălțimea și înclinarea treptelor 594
2.2.2. Lățimea bermelor de lucru . . 601

3. *Limitele raționale ale exploatării la zi* 612
3.1. Coeficienți sau rapoarte de descopertă. 613
3.2. Determinarea coeficienților de descopertă 621
3.3. Determinarea limitelor optime ale exploatărilor la zi 626

4. *Extragerea rocilor tari în cariere* 637
4.1. Generalități la lucrul cu explozivi în cariere 638
4.2. Executarea găurilor în exploatarea la zi 639
4.2.1. Perforarea găurilor cu diametru obișnuit 639
4.2.2. Forarea găurilor cu diametru mare 641
4.3. Procedee de lucru cu explozivi în exploatarea la zi 649
4.3.1. Împușcarea cu explozivi amplasați în găuri de mină obișnuite 649
4.3.2. Împușcarea cu explozivi amplasați în găuri de sondă . . . 649
4.3.3. Împușcarea cu explozivi amplasați în camere de minare . . 658
4.3.4. Împușcarea cu explozivi amplasați în camere de minare și găuri de sondă 661
4.4. Mărunțirea secundară a blocurilor negabarit 661

5. *Extragerea rocilor moi în cariere* 664
5.1. Excavatoare cu acțiune intermitentă 664
5.1.1. Excavatorul cu cupă dreaptă (lopată mecanică) 665
5.1.2. Excavatorul cu cupă inversă . 669
5.1.3. Excavatorul tip draglină . . . 672
5.2. Excavatoare cu acțiune continuă 678
5.2.1. Excavatoare de tip elindă 678
5.2.2. Excavatoare cu rotor 682
5.3. Instalații și utilaje de excavare-încărcare și transport 707
5.3.1. Instalații de screper 707
5.3.2. Buldozere și scarificatoare 711
5.3.3. Autogredere 713
5.3.4. Încărcătoare 713

6. *Transportul în exploatarea la zi* 717
6.1. Transportul pe cale ferată 718
6.2. Transportul auto 727
6.3. Transportul cu transportoare cu bandă 731
6.4. Hidrotransportul 734
6.5. Transportul combinat 735

7. *Halde* 739
7.1. Construirea haldelor 741
7.2. Redarea în circuitul economic a terenurilor afectate de exploatarea la zi și ocupate de halde 756

8. *Dechiderea carierelor* 758
8.1. Deschiderea zăcămintelor dezvoltate sub nivelul terenului înconjurător 759
8.1.1. Deschiderea cu lucrări miniere la zi 759
8.1.2. Deschiderea cu lucrări miniere subterane 776
8.1.3. Deschiderea fără tranşee şi fără lucrări miniere subterane 776
8.1.4. Metode combinate de deschidere 777
8.2. Deschiderea zăcămintelor dezvoltate deasupra terenului înconjurător 777
8.2.1. Deschiderea prin lucrări miniere la zi 777
8.2.2. Deschiderea prin lucrări miniere subterane 777
8.2.3. Deschiderea combinată, prin lucrări miniere la zi şi subterane 777
8.3. Alegerea metodelor de deschidere 793

9. *Săparea tranşeelor* 795
9.1. Metode de săpare a tranşeelor . . . 796
9.1.1. Metode de săpare a tranşeelor fără folosirea mijloacelor de transport 796
9.1.2. Metode de săpare a tranşeelor cu transportul rocilor excavate 797
9.1.3. Metode speciale de săpare a tranşeelor 797
9.1.4. Metode combinate de săpare a tranşeelor 797

10. *Lucrări de pregătire şi deplasarea intrîndurilor în cariere* 816
10.1. Lucrări de pregătire 816
10.2. Deplasare intrîndurilor 816
10.3. Dispunerea fronturilor de lucru în cariere 822
10.4. Dimensiunile şi numărul blocurilor 822

11. *Metode de exploatare in cariere* 827
11.1. Metode de exploatare cu dispunerea directă a sterilului în halde interioare 836
11.1.1. Metode de exploatare cu depunerea directă a sterilului în halde interioare într-o singură repriză 836
11.1.2. Metode de exploatare cu depunerea directă a sterilului şi cu reexcavarea parţială sau totală a acestuia din locul iniţial de depozitare 844
11.1.3. Metode de exploatare a aflorimentelor zăcămintelor de înclinare mare . . 847
11.1.4. Organizarea lucrărilor de descopertare şi de extragere a substanţei minerale utile 850
11.2. Metode de exploatare cu transbordarea rocilor sterile la haldă . . . 851
11.2.1. Metoda de exploatare cu transbordarea şi depozitarea sterilului în halde cu folosirea transbordoarelor cu braţ în consolă . . . 852
11.2.2. Metoda de exploatare cu transbordarea şi depozitarea sterilului în halde cu folosirea podurilor transbordoare 855
11.3. Metode de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde . . . 859
11.3.1. Metode de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde interioare. . . . 860
11.3.2. Metode de exploatare cu transportul rocilor sterile la la halde exterioare 867
11.3.3. Metode de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde la interioare şi exterioare 877
11.4. Metode de exploatare combinate 878
11.4.1. Metoda de exploatare cu transportul parţial al sterilului la halde exterioare şi depozitarea parţială în halde interioare 878
11.4.2. Metoda de exploatare cu transportul parţial al descopertei la halde interioare şi depozitarea parţială în halde interioare 879
11.4.3. Metoda de exploatare cu transportul parţial al sterilului la halde interioare şi transbordarea parţială în halde interioare 881
11.4.4. Metoda de exploatare cu transbordarea unei părţi din copertă în haldă interioară şi depozitarea celei de a doua părţi din copertă în haldă interioară 882
11.4.5. Metoda de exploatare cu transportul unei părţi din copertă la halde exterioare, a unei a doua părţi la halde interioare şi transbordarea la halde interioare a celei de a treia părţi din copertă 884
11.5. Metode de exploatare speciale 886
11.5.1. Exploatarea zăcămintelor sub formă de depozite . . 886
11.5.2. Exploatarea zăcămintelor stratiforme de grosime medie şi subţiri 889
11.5.3. Exploatarea zăcămintelor de turbă 891
11.5.4. Exploatarea zăcămintelor aluvionare 895
11.5.5. Exploatarea zăcămintelor de roci ornamentale sub formă de monoliţi, blocuri şi calupuri 906

XVII. PROCEDEE DE EXTRAGERE

Prof. dr. docent ing. ARON POPA
Prof. dr. ing. DUMITRU FODOR

Prin *procedeu de extragere* se înțelege operația de tăiere, detașare sau extragere a unor roci sau substanțe minerale utile, cu scopul de a se executa anumite lucrări la zi (debleieri, tranșee, fundații etc.) sau lucrări subterane (galerii, tunele, puțuri, camere de mașini etc.) ori de a se obține diferite roci, materiale de construcție și produse minerale necesare industriei (cărbuni, minereuri, sare, pietre de construcție etc.).

După felul energiei întrebuințate sau după modul în care se face tăierea, detașarea sau extragerea substanțelor minerale utile sau a rocilor, se deosebesc următoarele procedee de extragere: *manual, mecanic, cu explozivi, cu ajutorul apei* (*hidromecanizat*) precum și *procedee mixte.*

Din punct de vedere al rezistenței pe care o opun operației de extragere, rocile și substanțele minerale au fost împărțite în mod practic, în următoarele șase clase: *extratari* (ET), *foarte tari* (FT), *tari* (T), *semitari* (ST), *moi* (M), *foarte moi* (FM) sau *dezagregate.*

În tabelul XVII.1 se prezintă o clasificare a rocilor și substanțelor minerale utile, după tăria și rezistența pe care acestea o opun operațiilor de tăiere s rupere, precum și o indicație asupra procedeelor respective de extragere.

Tabelul XVII.1

Clasificarea rocilor și substanțelor minerale utile după tăria și rezistența pe care o opun procedeelor de extragere

Tăria rocilor		Denumirea rocilor și substanțelor minerale	Caracteristici fizico-mecanice	Vîrsta formațiunilor geologice sedimentare	Coeficientul de tărie, *f*	Procedeul de extragere
Grupa	Categoria					
1	2	3	4	5	6	7
I Foarte moale (FM)	1	Argile nisipoase foarte moi; pămînturi afînate fără pietriș; pămînturi mîloase; pămînturi prăfoase; turbă.	Fără coeziune sau cu coeziune redusă, afînate	Actuale, Cuaternar	0,5—1	— manual (cu tîrnăcop, sapă, lopată); — mecanic (cu excavatoare); — hidromecanizat;

Tabelul XVII.1 (continuare)

1	2	3	4	5	6	7
II Moale (M)	2	Argile moi; cretă moale; gips; diatomite; loes compact; lignit șistos moale; marne argiloase moi și argile marnoase moi; nisipuri argiloase afînate; produse de alterare ale rocilor sedimentare, eruptive și metamorfice; nisipuri marnoase; pămînturi nisipoase-argiloase sau argile nisipoase cu amestec pînă la 20% pietiș; sare marnoasă, argiloasă; tufuri cretoase.	Cu coeziune pronunțată sau slab cimentate	Cuaternar, Levantin, Dacian, Pontian, Meotian, Sarmațian.	1—2	Idem
III Semitare (ST)	3	Argilă fină respectiv grosier-nisipoasă, micacee, compactă; argile nisipoase compacte; argile cu gips; argilă marnoasă fină respectiv grosier nisipoasă; argile marnoase; anhidrit; bauxită friabilă; calcare cochilifere; caolin tare; cretă compactă; lignit compact; mar-	Presate sau cimentate	Dacian, Pontian, Sarmațian, Tortonian, Helvețian, Burdigalian, Acvitanian	2—3	— manual; — mecanic (cu excavatoare); — prin perforare-împușcare.

Tabelul XVII.1 (continuare)

1	2	3	4	5	6	7
		ne compacte și marne agiloase; nisip fin prăfos, micaceu, compact; nisipuri presate și nisipuri slab cimentate; sare gemă; șisturi argiloase, grezoase; tufuri calcaroase.				
	4	Bauxite puțin compacte; calcare puțin compacte; cărbune brun; conglomerate cu elemente de roci sedimentare cu ciment marnos; marnă fin respectiv grosier nisipoasă; minereuri piritoase alterate; nisipuri argiloase, cărbunoase compacte; șisturi sericitoase cu talc, cloriticice sau fără cuarț, alterate; tufuri calcaroase, siliciocase.			4—6	
IV Tare (T)	5	Antracit; calcar compact; calcare dolomitice puțin compacte; conglomerate de roci sedimentare cu ciment calcaros; gresii cu ciment marno-calcaros; huilă; marne cu	Puțin alterate, bine cimentate.	Sarmațian, Tortonian, Helvețian, Acvitanian.	6—7	—mecanic și prin —perforare-împușcare.

Tabelul XVII.1 (continuare)

1	2	3	4	5	6	7
		intercalații subțiri și dese de gresii (pînă la 5 cm); marne șistoase grezoase micacee; șisturi cloritoase sau sericitoase puțin alterate.				
	6	Calcare dolomitice compacte; conglomerate cu elemente de cristalin sau eruptiv cu ciment calcaros, concrețiuni grezoase; gresii cu ciment calcaros, poroase; marne cu concrețiuni calcaroase sau intercalații tari; pirită friabilă; roci talcoase carbonatate; tufuri dacitice și andezite.			7—8	
V Foarte tare (FT)	7	Calcare grezoase; concrețiuni silicioase din gresii și argile; calcare skarnice; dolomite; gresii cu ciment calcaros, compacte; hematite și magnetite alterate; limonite spongioase; pirite; roci eruptive și metamorfice, puțin alterate; siderită puțin compactă.	Foarte cimentate și diagenizate (oxidate, concreționate), metamorfozate și cristalizate.	Sarmațian, Tortonian, Helvețian, Burdigalian, Acvitanian mediu, Eocen superior, mediu și inferior, Senonian Cretacic, Triasic, Jurasic.	8—10	— Idem

Tabelul XVII.1 (continuare)

1	2	3	4	5	6	7
	8	Bauxite; calcare silicioase, puțin compacte; calcare cristaline; gresii silicioase poroase; marmure; pirite compacte; roci eruptive și metamorfice puțin alterate; șisturi silicioase tari; skarne alterate.			10—12	
	9	Calcare silicioase; gnaise cu început de alterație; gresii silicioase compacte; roci eruptive; skarne cu început de alterație; șisturi amfibolitice; tufuri silicifiate.			12—14	
VI Extra tare (ET)	10	Conglomerate cu elemente de eruptiv și cristalin cu ciment silicios, compacte; cuarțite fisurate sau cu început de alterație; gangă cuarțoasă piritoasă; hematită în strate subțiri; roci eruptive cu granulație medie; skarne.	Extrem de cimentate și diagenizate, metamorfozate și fin cristalizate	Oligocen inferior, Jurasic, Triasic, Permian, Carbonifer, Devonian, Silurian	15—17	Idem
	11	Amfibolite; cuarțite compacte; cuarțite ferugigoase; hematite, magnetite compacte; roci eruptive cu granulație mică.			18—20	

Tabelul XVII.1 (continuare)

1	2	3	4	5	6	7
	12	Cremene; cuarțite extrem de compacte; filoane de cuarț extrem de compacte; roci eruptive cu microgranulație.			20—25	

1. PROCEDEE DE EXTRAGERE MANUALĂ

Prin *extragere manuală* se înțelege operația de tăiere sau de ruperea rocilor și substanțelor minerale utile dintr-un zăcămînt, cu ajutorul unor unelte acționate de forța omului. Ținînd seama de consistența și tăria rocilor sau a substanțelor minerale utile, procedeele manuale se pot clasifica după natura rocilor după cum urmează.

Extragerea rocilor și substanțelor minerale utile dezagregate și foarte moi. Rocile și substanțele minerale dezagregate (tabelul XVII.1), precum și produsele miniere rezultate din abataj (cărbuni, minereuri, sare etc.) pot fi extrase și deplasate de la fronturile de lucru pînă la mijloacele respective de transport (vagonete, benzi etc.), cu ajutorul următoarelor unelte : lopată, sapă și troc (covată).

Pentru extragerea rocilor dezagregate , dare cu o oarecare consistentă, precum și a rocilor plastice foarte moi (tabelul XVII.1), se folosește *cazmaua obișnuită*.

Lopețile folosite în minerit se execută în trei tipuri :

tip A — cu masa de 1,8 ; 2,1 și 2,3 kg, utilizate la manipularea cărbunilor ;

tip B — cu masa de 1,10 și 1,15 kg, utilizate la manipularea minereurilor ;

tip C — avînd masa de 1,25 kg, utilizate la manipulare nisipurilor în cariere.

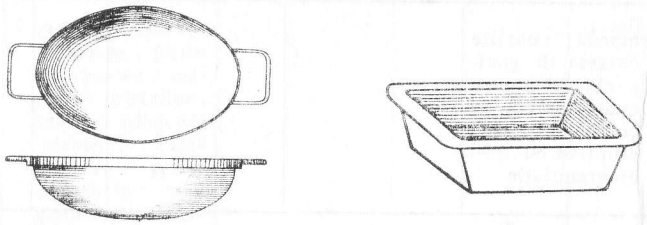
Formele și dimensiunile acestora sînt arătate în STAS 244-79.

Capacitatea de încărcare a diferitelor tipuri de lopeți este de 8—10 kg pentru cărbune și 6—7 kg pentru minereuri și roci.

Masa cazmalelor uzuale variază între 1,5 și 2,5 kg (cu coadă).

În exploatările miniere, în special la tragerea materialului dezagregat spre a fi apoi încărcat manual în vagonete (cu lopata sau cu trocul), se folosește *sapa pentru minerit*, ale cărei formă și dimensiuni sînt date în STAS 245-80.

Covata sau *trocul* (fig. XVII.1) este o unealtă metalică (din tablă) sau de lemn, cu o formă ovală sau dreptunghiulară, puțin adîncă, și care servește în unele mine metalifere la încărcatul materialului dezagregat.

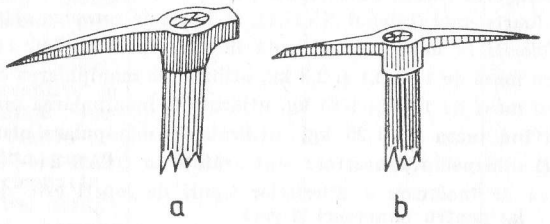


a b

Fig. XVII.1. Trocuri metalice pentru încărcarea materialului dezagregat:
a — de formă ovală; *b* — de formă dreptunghiulară;

Extragerea rocilor și substanțelor minerale utile moi și semitari. Pentru extragrea rocilor și a substanțelor minerale moi și semitari și pentru încărcarea lor în vagonete, benzi de transport etc., pe lîngă uneltele arătate (lopată, cazma, sapă) la extragerea rocilor dezagregate și a celor foarte moi, se mai folosesc și: tîrnăcopul, furca pentru cărbuni, țăncușul, pana simplă, pana cu contrapană, ciocanele obișnuite și ciocanele speciale.

Tîrnăcoapele pentru minerit, conform STAS 246-80, se execută în cinci tipuri: tip A — cu masa de 1,5 kg, avînd un vîrf ascuțit și celălalt drept și scurt (**fig. XVII.2,*a***). Se folosește îndeosebi la copturit. În limbaj minier, în unele regiuni din țară, **este numit** *ciocan*, *ghionoi*, sau *crampă*; tipurile B și C — cu masa de 2 kg și respectiv 1,5 kg, avînd ambele vîrfuri ascuțite (fig. XVII, 2, *b*). În unele regiuni miniere este cunoscut sub numele de *țiu*; tip D — cu masa de 2 kg, avînd un vîrf ascuțit și celălalt sub formă de daltă; tip E — cu masa de 2,3 sau 4 kg, avînd o parte ascuțită și cealaltă sub formă de tăiș lat. Acest tip este folosit în lucrările de pămînt. Dimensiunile, forma ca și alte caracteristici ale tîrnăcoapelor pentru minerit sînt prevăzute în același standard, menționat mai înainte.



a b

Fig. XVII.2. Tărnăcoape pentru minerit.

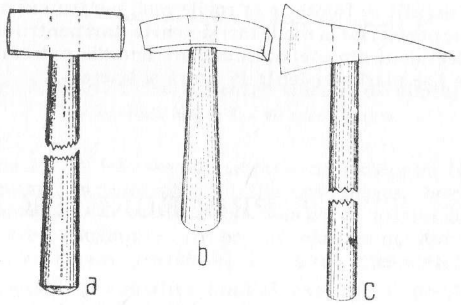
***Țăncușul* este o unealtă asemănătoare unei dălți, de formă circulară sau poligonală în secțiune (6 respectiv 8 muchii), avînd o lungime de 20—40 cm și un vîrf ascuțit conic**

de 3—4 cm lungime. Se confecționează de obicei din capete de sfredele de perforare și se folosește la desprinderea bucăților de rocă fisurate, la facerea scobiturilor (pilugilor) și la prelevarea probelor geologice.

Penele simple sînt piese metalice confecționate din oțel obișnuit sau din oțel de sfredele de perforare, avînd o secțiune pătrată (4×4 cm sau mai mult) și o formă ascuțită sau lățită la unul din capete, sau o secțiune dreptunghiulară (3×6 cm sau mai mult) terminată cu o lamă; lungimea lor este de 20—30 cm și, excepțional, mai mare.

Penele se folosesc singure sau cu *contrapene* (v. fig. XX. 160), pentru divizarea unor blocuri mari în blocuri industriale, la exploatarea rocilor ornamentale, atît semitari — calcare, travertine etc. cît și compacte și tari sau foarte tari — marmure, granite, sienite etc. (v. secț. XX. Exploatări la zi).

Ciocanul de mină este o unealtă de formă prismatică puțin arcuită, avînd secțiune dreptunghiulară, prevăzută la mijloc cu o gaură ovală tronconică pentru coadă (fig. XVII.3, *b*). Se execută din oțeluri de îmbunătățire, în două mărimi, avînd masa de 1,4 și 2,5 kg. În unele regiuni, minerii îl numesc *fistău*. Este folosit pentru baterea țăncușului, dălților, penelor, spargerea bulgărilor mici de minereu etc. Dimensiunile și alte caracteristici ale ciocanului de mină sînt arătate în STAS 305—80.



a b c

Fig. XVII.3. Ciocane de mină.

Barosul este un ciocan greu de mină, confecționat din oțel de îmbunătățire, are formă prismatică cu secțiunea pătrată, capetele fiind ușor rotunjite (fig. XVII.3, *a*). Are masa de 5 kg și este utilizat pentru spargerea bulgărilor de minereu mari, ca și pentru batere.

Ciocanul bătător, folosit la minele de sare din țara noastră, pentru baterea penelor, are forma prismatică sau cilindrică, cu un capăt lățit. Este confecționat din oțel obișnuit, prin forjare, cu gaura pentru coadă ștanțată și cu fața șlefuită și călită, avînd masa de 2,5 kg.

Ciocanul pentru tăierea scării are un capăt ascuțit din oțel călit, iar la celălalt capăt este lat (fig. XVII. 3, *c*). A fost folosit în minele din țara noastră în mod exclusiv în trecut și se mai folosește și astăzi la exploatările cu extracție nemecanizată și mai puțin la exploatările modernizate.

Furca pentru cărbuni se execută din oțel OL 60 prin matrițare și forjare, coarnele fiind supuse unui tratament de călire și revenire. Poate fi cu 6, cu 8 sau cu 10 coarne,

avînd vîrful ascuțit, iar masa de 2 ; 2,7 și respectiv 2,9 kg. Este folosită pentru manipularea cărbunilor. Forma și dimensiunile furcilor pentru cărbuni și cocs sînt date în STAS 308—50.

Extragerea rocilor și substanțelor minerale utile tari, foarte tari și extratari. Înainte de cunoașterea și folosirea explozivilor în minerit, tăierea și detașarea rocilor tari, foarte tari și extratari se executa exclusiv cu ciocanul și dalta.

În prezent ciocanul și dalta se folosesc numai atunci cînd trebuie să fie îndepărtate anumite neregularități sau porțiuni parțial desprinse de pe pereții și tavanul lucrărilor miniere, iar în exploatările la zi mai sînt încă întrebuințate la executarea găurilor prealabile pentru pene și contrapene, la cioplitul și fasonatul blocurilor de roci de construcție sau ornamentale. Uneltele care se folosesc în acest scop sînt : *dalta ascuțită, dalta lată, dălți speciale, ciocanul de mînă, barosul, tîrnăcopul cu vîrf ascuțit (ghionoiul), pana simplă.*

Dalta ascuțită și *dalta lată* sînt unelte metalice confecționate din bare de oțel obișnuit, cu secțiunea pătrată și ascuțite la unul din capete sau cu secțiunea dreptunghiulară și terminată în formă de lamă ; lungimea lor este de 175—300 mm.

Dălțile speciale servesc numai pentru prelucrarea rocilor de construcție și ornamentale, după ce blocurile respective au fost detașate din zăcămînt. Ele au forme anumite, după felul lucrărilor la care sînt folosite.

Ciocanul cu vîrf ascuțit se folosește la rocile moi, pentru executarea de găuri prealabile în care se introduc penele, iar la rocile tari și foarte tari pentru executarea suprafețelor de ruptură. Este confecționat din oțel obișnuit, are una din extremități ascuțită prin forjare și călită pentru a i se mări rezistența la uzură și tăiere.

2. PROCEDEE DE EXTRAGERE MECANICĂ

Pentru extragerea mecanică s-au imaginat și construit numeroase unelte și mașini, acționate cu aer comprimat, electric sau hidraulic.

Uneltele mecanice și mașinile de extragere folosite astăzi la săparea lucrărilor miniere și la exploatarea zăcămintelor de roci sau de substanțe minerale utile diferă după natura și tăria acestora.

Extragerea cu cazmaua pneumatică. Pentru exploatarea maselor mari de roci dezagregate și a celor foarte moi (argile, caolin etc), precum și a terenurilor înghețate, în unele țări se folosește, în mod curent, *cazmaua cu aer comprimat.* Această unealtă se deosebește de ciocanul pneumatic prin aceasta că, în loc de picon, folosește pentru dislocare o cazma.

Extragerea cu ciocane de abataj se folosește în cazul rocilor moi și semitari. În funcție modul de acționare se deosebesc ciocane pneumatice și ciocane electrice (v. sect. Mașini miniere).

Ciocanele pneumatice de abataj se compun în principal din dispozitivul de pornire, mecanismul de distribuție a aerului comprimat și mecanismul de lovire. Principiul de funcționare constă în lovirea pe care o produce pistonul, în cursa de du-te-vino, sub

acțiunea aerului comprimat, asupra piconului care pătrunde în masivul de rocă sau de substanță minerală utilă, dislocînd-o.

Piconul (fig. XVII. 4) este o piesă de oțel cu secțiune circulară de 28 mm și lungimea de maximum 625 mm, terminată cu un vîrf ascuțit. Conform STAS 2398-82, picoanele pentru ciocane de abataj se execută prin forjare sau matrițare, în două tipuri : *cu coadă lungă* (de 75 mm), avînd lungimea totală de 325, 425, 525 sau 625 mm și *cu coadă scurtă* (de 18 mm), avînd lungimea totală de 365 sau 465 mm. La un picon se deosebesc următoarele prăți componente : cepul (coada), gulerul, corpul și vîrful.

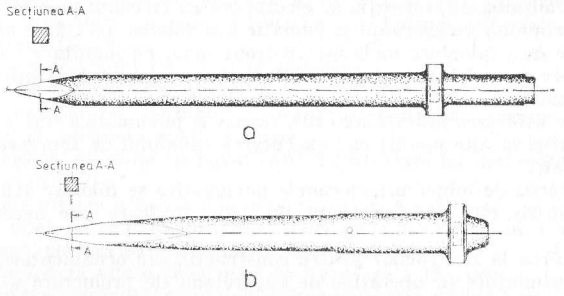


Fig. XVII.4. Picoane pentru ciocane de abataj :
a — cu coadă lungă ; *b* — cu coadă scurtă.

Ciocanele pneumatice se folosesc la lucrările de extragere în cazul zăcămintelor de cărbuni moi și semitari, cu intercalații sterile pronunțate, oricare ar fi grosimea și înclinarea lor. De asemenea, se folosesc în combinație cu mașini havat, pentru crearea de suprafețe libere, la acele zăcăminte care permit folosirea acestor mașini sau în combinație cu explozivi, pentru ruperi prealabile, în cazul zăcămintelor tari și compacte.

Extragerea cu ciocane pneumatice implică executarea prealabilă a unor *făgașe,* adică a unor tăieturi care creează suprafețe libere în direcția de înaintare a fronturilor de lucru. Această operație este foarte mult ușurată dacă în stratul de cărbune se găsesc intercalații sterile, suprafețe de clivaj sau de ruptură.

Piconul ciocanului trebuie să acționeze perpendicular pe planele de clivaj, de stratificație sau de șistozitate.

Făgașele, cu ajutorul ciocanului pneumatic, se execută fie orizontal, fie vertical, cu adîncimi ce variază, de obicei, între 20 și 30 cm și excepțional mai mult. După terminarea lor, se procedează la extragerea propriu-zisă a porțiunii respective din frontul de lucru, folosindu-se tot ciocanele de abataj. Operația este destul de simplă și cunoscută, astfel că nu sînt necesare alte amănunte.

În exploatările de cărbuni, ciocanul pneumatic se alege în funcție de caracteristicile stratelor de cărbuni, care variază foarte mult de la zăcămînt la zăcămînt, și uneori chiar în aceeași exploatare, de la strat la strat.

În *strate subțiri* (sub 1,5 m) cu cărbune moale și fisurat, precum și la înaintări de suitori se preferă ciocane ușoare (6—10 kg) cu 1500—2500 lovituri/min ; în *strate groase* (peste 3,5 m) și înclinate sau cu un cărbune foarte tare, dau mai bune rezultate ciocanele de 10—14 kg, cu 550—1 000 lovituri/min.

În exploatările de roci și minereuri foarte tari sînt folosite tipurile de ciocane cele mai grele, cu lovituri puternice și cursă lungă.

Față de lucrul cu explozivi, procedeul de extragere cu ciocane pneumatice prezintă avantajul că dă un procent mai mare de cărbuni bulgări, permite o alegere mai bună a sterilului și o siguranță mai mare în minele grizutoase sau în acele unde acoperișul este slab. Acolo unde stratele de cărbune au intercalații foarte tari sau însuși cărbunele este foarte tare, se practică, cu cele mai bune rezultate, tăierea mixtă : ciocan pneumatic asociat cu explozivi sau se folosesc complexele mecanizate, după caz. Încărcăturile de explozivi trebuie să fie mici și distanțate, pentru a produce numai fisurarea cărbunelui ; cît privește fărîmițarea lui, operația se efectuează cu ciocanul pneumatic.

Tăierea cărbunilor cu ciocanul pneumatic sau tăierea mixtă se adaptează cel mai bine la metodele de exploatare moderne cu front lung, cu înaintare rapidă și susținere metalică, deoarece acest fel de înaintare nu lasă timp presiunii litostatice să se manifeste în mod defavorabil.

În afară de utilizarea arătată mai sus, ciocanele pneumatice sînt folosite în exploatările de cărbuni și la alte lucrări ca : executarea canalului de scurgere a apelor, rostogoluri, suitori etc.

La exploatările de minereuri, ciocanele pneumatice se folosesc atît pentru lucrările de abataj propriu-zis, cît și pentru toate lucrările auxiliare care necesită scobirea sau tăierea rocii.

În exploatările la zi a rocilor pentru construcții, sau ornamentale, ciocanele pneumatice sînt întrebuințate în operațiile de rupere sau de prelucrare a blocurilor mari.

În afară de întrebuințările menționate, ciocanele pneumatice sînt folosite și la alte lucrări diverse : cioplitul, copturirea pereților și tavanului galeriilor sau a fronturilor de abataj etc.

Ciocanele electrice de abataj au un domeniu limitat de utilizare datorită dezavantajelor pe care le prezintă : lucru mecanic de lovire redus ; încălzire accentuată a echipamentului electric ; construcție complicată ; nu pot fi utilizate în minele cu gaze și cu praf de cărbune exploziv ; uzură mare a pieselor solicitate. În acest domeniu se execută o muncă de cercetare continuă și au fost realizate două tipuri de ciocane electrice : electromagnetice și electromecanice.

Extragerea cu mașini de havat (haveze). Havezele sînt mașini speciale care execută tăieturi (făgașe) orizontale, verticale sau înclinate, în stratul de cărbune, în sare sau în masivul de rocă utilă, creînd astfel mai multe suprafețe libere (fig. XVII. 5), care ajută la extragerea ulterioară din front, cu ajutorul explozivilor sau a ciocanului de

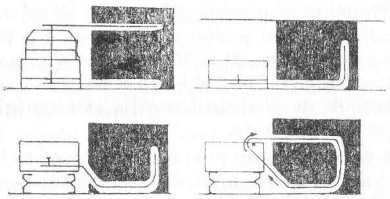


Fig. XVII.5. Făgașe executate cu ajutorul havezelor.

abataj. Făgașele pot avea forme drepte sau curbe și pot fi amplasate la diferite înălțimi și cu înclinări diferite în corpul zăcămîntului.

Mașinile de havat sînt folosite în abataje cu front lung, în abataje cu fron îngust și pentru săparea lucrărilor de pregătire, la exploatarea zăcămintelor de cărbune și de sare.

Prin introducerea havajului mecanic s-au obținut avantaje importante ca :

— ușurarea muncii lucrătorilor la operațiile de tăiere ;

— reducerea sau înlocuirea completă a explozivilor la lucrările de extragere, ceea ce are ca urmare înlăturarea accidentelor cauzate de surparea maselor mari de cărbune în stratele puțin rezistente, datorită exploziilor puternice, iar la exploatările de sare, înlăturarea pericolului de formare de fisuri în tavanul și pereții galeriilor de deschidere și a camerelor de exploatare, precum și obținerea de blocuri nefisurate pentru roci utile folosite în ornamentație etc. ;

— creșterea procentului de cărbune bulgăre ;

— creșterea productivității muncii ;

— permite exploatarea rentabilă a anumitor strate de cărbune subțiri și foarte subțiri, îndeosebi cu înclinare medie și mare.

Cu toate acestea, mașinile de havat capătă o utilizare tot mai redusă datorită dezavantajelor care constau în :

— greaua organizare a lucrului în abataj, datorită existenței multor operații separate, dintre care unele nu se pot suprapune, și utilaje la locul de muncă (mașină de havat, mașină de încărcat, perforatoare, ciocane de abataj etc.) ;

— nu se realizează viteze prea mari de avansare a frontului ;

— productivitate scăzută a muncii, deoarece unele operații ca încărcarea, susținerea, dirijarea acoperișului, mutarea transportorului prin demontare și montare necesită volum mare de muncă manuală. (V. și secț. Mașini miniere).

Extragerea cu combine. În scopul creșterii vitezei de săpare în anumite categorii de roci de tărie medie, a creșterii productivității de tăiere și încărcare a cărbunilor în abataje, se folosesc *combine de înaintare*, respectiv *combine de abataj*. Acestea sînt mașini miniere combinate care permit execuția concomitentă a operațiilor principale de lucru. Astfel, combinele de înaintare, care se folosesc la săparea galeriilor, execută concomitent operațiile de dislocare a rocii sau a substanței minerale utile, încărcarea acestora în vase de transport sau pe transportor și înaintarea spre frontul de lucru. Combinele de abataj permit suprapunerea operațiilor de tăiere, încărcare, susținere și împingerea transportorului în front.

În afară de avantajele menționate, folosirea combinelor permite : reducerea pericolului de aprindere a acumulărilor de metan și praf de cărbune ; reducerea considerabilă a efortului fizic depus de muncitori ; reducerea cheltuielilor de susținere ; reducerea costului dislocării (tăierii, săpării) ; creșterea gradului de utilizare a celorlalte utilaje auxiliare ; reducerea accidentelor de muncă. (V. și secț. Mașini miniere).

Extragerea cu pluguri. Pentru tăierea cărbunilor din anumite zăcăminte a căror exploatare se face cu metode folosind surparea sau rambleierea și fronturi lungi de abataj, s-au construit diferite instalații cu plug de cărbune, în vederea mecanizării acestei operații.

Plugul reprezintă organul de lucru al unei instalații de tăiere și constă în principal dintr-un corp central care poate fi înălțat sau scurtat prin piese de adaos, în funcție de grosimea stratului, și pe ale cărui muchii sînt fixate cuțitele de tăiere a cărbunelui.

Pentru deplasarea de-a lungul transportorului plugurile sînt echipate cu o talpă de reazem, care servește drept sanie, sau cu un ghidaj de profil special care nu freacă pe, vatră. Plugurile execută mișcări de du-te-vino, de la un capăt la celălalt al frontului cu viteză mare de avans, fiind trase de lanțuri sau cabluri, comanda lor făcîndu-se de la capătul abatajului sau din galerie.

Tăierea cărbunelui se face prin aşchiere sau prin aşchiere şi percuţie, în funcţie de modul de lucru făcîndu-se şi clasificarea lor în *pluguri statice* şi respectiv *pluguri dinamice*.

Plugurile se folosesc în abatajele de extracţie a cărbunilor de tărie mică şi medie. Mecanizarea, automatizarea completă şi suprapunerea operaţiilor sînt mai uşor de realizat decît în cazul combinelor. Un alt mare avantaj al plugurilor este că dau un procent redus de cărbune mărunt şi formează praf în cantitate redusă, iar personalul din abataj în timpul tăierii poate lipsi complet.

Dezavantajul plugurilor este faptul că în ceea ce priveşte condiţiile în care pot fi folosite sînt mai pretenţioase decît în cazul combinelor. Astfel, pentru ca plugurile să poată lucra normal, este necesar ca : tăria cărbunelui să fie mică sau medie ; cărbunele să fie friabil ; stratul să nu aibă intercalaţii mai tari decît cărbunele şi să fie lipsit de falii şi ondulaţii accentuate ; vatra să fie mai tare decît cărbunele ; rocile din acoperiş să fie suficient de stabile, astfel încît să permită susţinerea cu grinzi în consolă, fără stîlpi în front.

Prin folosirea instalaţiilor cu pluguri, în condiţii de zăcămînt corespunzătoare, se pot obţine producţii şi, în general, indici tehnico-economici, în abataje, superiori celor obţinuţi în cazul folosirii combinelor.

Extragerea cu excavatoare. Excavatoarele sînt maşini de tăiere, încărcare şi transport al materialului la locul de descărcare folosite pentru dislocarea şi extragerea substanţelor minerale utile şi a rocilor moi sau dezagregate, la îndepărtarea descopertei zăcămintelor ce urmează să fie exploatate în carieră, la săparea şanţurilor, transeelor de carieră etc. (v. secţ. XX. Exploatări miniere la zi).

Extragerea cu maşini şi instalaţii de tăiat roci. Maşinile şi instalaţiile de tăiat roci se folosesc în cariere, la extragerea rocilor de tărie medie (calcare, marmure etc.) şi mare (granite, porfire etc.), asigurînd o calitate bună a blocurilor şi calupurilor, o productivitate ridicată şi costuri scăzute. În funcţie de forma şi construcţia organului de tăiere, maşinile şi instalaţiile de tăiat roci se împart în : maşini cu ferăstraie circulare, maşini cu freze inelare, maşini cu lanţuri tăietoare şi maşini sau instalaţii cu cablu tăietor (v. secţ. XX. Exploatări miniere la zi).

3. PROCEDEE DE EXTRAGERE CU EXPLOZIVI

Procedeele de extragere cu ajutorul explozivilor constau, în linii generale, în utilizarea energiei explozivilor la dislocarea rocilor sau a substanţelor minerale utile şi comportă executarea succesivă a următoarelor operaţii :

— stabilire lungimii, diametrului şi numărului găurilor de mină precum şi a modului lor de distribuire pe suprafaţa frontului de lucru ;

— executarea găurilor de mină sau de sondă ;

— dozarea cantităţilor de explozivi, încărcarea şi burarea găurilor de mină sau sondă şi aprinderea lor.

Extragerea cu ajutorul explozivilor se foloseşte în mod curent la execuţia lucrărilor miniere în roci sau substanţe minerale utile semitari, tari, foarte tari şi extra tari.

3.1. MODUL DE LUCRU AL EXPLOZIVILOR ASUPRA MASIVULUI DE ROCĂ

Explozivii sînt substanţe chimice care prin descompunere se transformă, într-un interval de timp foarte scurt, într-o cantitate mare de gaze, cu o presiune şi temperatură foarte ridicate.

Pentru aprecierea efectelor exploziei se consideră că într-un mediu omogen şi izotrop, cu dimensiuni foarte mari, în care are loc explozia unei încărcături de exploziv, acţiunea exploziei se manifestă în mod uniform în toate direcţiile, dar cu efecte diferite în funcţie de distanţele de la centrul încărcăturii de exploziv. Punctele în care apar efecte identice formează o serie de suprafeţe sferice concentrice.

După efectele exploziei se disting pentru zone sau sfere (fig. XVII.6) : — *zona de zdrobire* sau *de compresiune 1*, situată în imediata apropiere a încărcăturii de exploziv ; *zona de dislocare sau sfărîmare 2*, în care materialul este sfărîmat şi dislocat, putînd fi azvîrlit ; *zona de fisurare 3*, în care materialul este numai fisurat, fără să fie mişcat din loc ; *zona de vibraţie* sau a *deformaţiilor elastice 4*, în care se manifestă numai vibraţiile sau zguduirea masivului fără vreo acţiune mecanică.

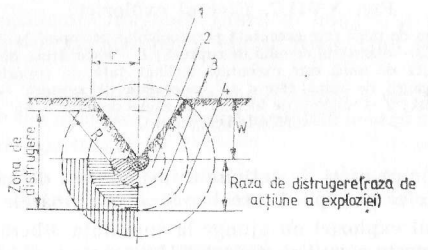


Fig. XVII.6. Acţiunea exploziei în masiv.

Zonele de zdrobire, dislocare şi fisurare formează împreună *zona* sau *sfera de ruptură* sau *distrugere*.

Zona sau sfera de distrugere are forma aproape conică, cînd masivul este delimitat de o suprafaţă liberă şi cînd gaura de mină a fost executată perpendicular pe această zonă (fig. XVII. 7, *a*) şi o formă neregulată cînd gaura de mină a fost executată înclinat pe suprafaţa liberă (fig. XVII.7, *b*).

Excavaţia produsă de şocul exploziei se numeşte *con de ruptură*.

Elementele conului de ruptură sînt :

— *linia de cea mai mică rezistenţă* sau *anticipanta W* ; este distanţa cea mai scurtă de la încărcătura de exploziv pînă la suprafaţa liberă ; — se mai numeşte *anticipantă liniară* ;

— *raza de acţiune a exploziei R* reprezintă distanţa de la centrul încărcăturii pînă la marginea conului, măsurată pe generatoare ;

— *raza conului de ruptură r* este raza cercului de bază a conului sau a pîlniei din care a fost azvîrlit materialul ;

— *unghiul de deschidere al conului de ruptură*, 2 α ;

— *indicele de acțiune al exploziei* sau *coeficientul de aruncare n;* reprezintă raportul dintre raza conului r și linia de minimă rezistență W: $n = \frac{r}{W}$.

Indicele n determină mărimea, forma conului și efectul exploziei.

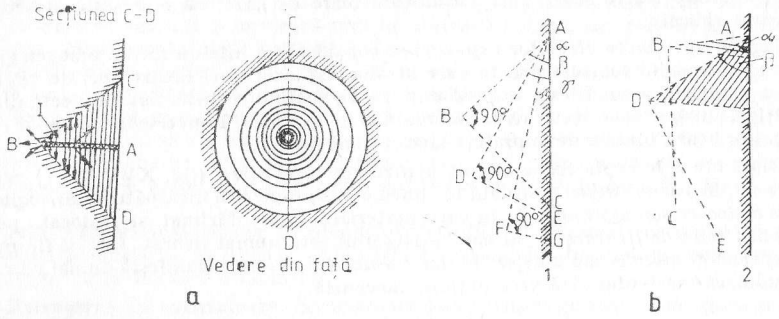


Fig. XVII.7. Efectul exploziei:

a — în cazul cînd gaura de mină este executată perpendicular pe suprafața liberă (*AB* — lungimea găurii; *CD*—diametrul conului de ruptură; *I* — încărcătura de exploziv);
b — în cazul cînd gaura de mină este executată înclinat față de suprafața liberă (*1* — unghiul de înclinare al găurii de mină este ⩽ 45°, suprafața de ruptură — *BC, DE, FG* — pe direcția găurii de mină; *2* — unghiul de înclinare al găurii de mină > 45° — suprafața de ruptură este neregulată).

În funcție de mărimea razei de acțiune a încărcăturii de exploziv față de anticipanta W, în ce privește efectul exploziei, se deosebesc următoarele cazuri (fig. XVII. 8):

— $R < W$, efectul exploziei nu ajunge la suprafața liberă. Efectul produs de o astfel de explozie se numește *camuflet* (fig. XVII.8, *a*);

— $R = W$, efectul exploziei se manifestă printr-o fisurare a rocii și o ușoară umflătură la suprafața masivului, fără azvîrlirea ei din interiorul conului de ruptură (fig. XVII.8, *b*);

— $R > W$, efectul exploziei produce formarea conului și azvîrlirea materialului (fig. XVII.8, *c*).

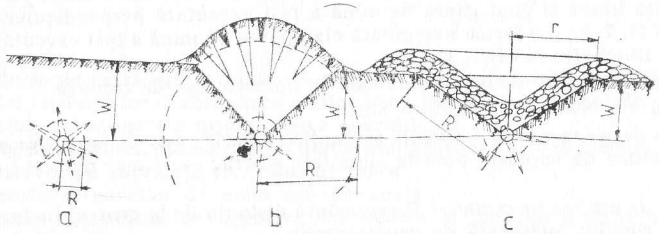


Fig. XVII.8. Efectele exploziei în funcție de mărimea razei de acțiune R în raport cu anticipanta W.

În funcție de valoarea indicelui de acțiune a exploziei, n, se deosebesc:

— explozie cu *efect normal* (fig. XVII.9, *a*), cînd $n = 1$ (încărcături cu acțiune de rupere normală);

— explozie cu *efect redus* (fig. XVII.9, *b*), cînd $n < 1$ (încărcături cu acțiune de rupere redusă);

— explozie cu *efect sporit* (fig. XVII. 9, *c*), cînd $n > 1$ (încărcături cu acțiune de rupere mărită).

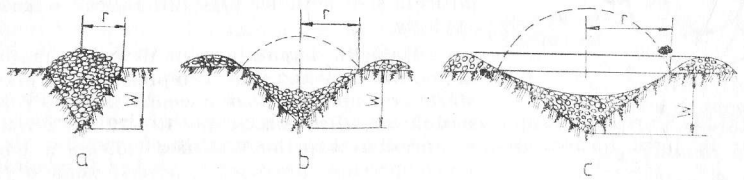


Fig. XVII.9. Efectele exploziei în funcție de mărimea indecelui n.

Dacă se ia în considerare lungimea găurii de mină L și anticipanta liniară respectivă W, efectul de rupere cel mai bun se obține atunci cînd este satisfăcută condiția: $W < L < 1{,}5\ W$.

Prin noțiunea de *încărcătură* se înțelege o anumită cantitate de exploziv exprimată în kilograme, tone sau în echivalent trotil pregătită pentru a fi detonantă.

Încărcăturile sînt clasificate:

— după *forma* lor, în: încărcături *concentrate și alungite*;

— după *locul de amplasare* față de masivul de roci, în încărcături *interioare* și *exterioare* sau *aplicate*.

Teoriile referitoare la mecanismul dislocării rocilor cu ajutorul explozivilor explică diferitele aspecte ale acestui proces.

— **Ipoteza undelor reflectate.** În etapa actuală procesul de sfărîmare a rocilor cu ajutorul explozivilor este explicat de majoritatea specialiștilor cu ajutorul teoriei undelor reflectate.

Potrivit acestei ipoteze explozia încărcăturilor este însoțită de formarea unei mari cantități de gaze a căror presiune—avînd valoarea de 400 000 daN/cm²—acționează asupra găurilor de mină sau de sondă sub formă dinamică. Propagarea acestei energii colosale prin masivul de roci se efectuează sub formă de undă, denumită *undă dinamică* care, la o distanță de 1—5 ori diametrul încărcăturii, se propagă cu o viteză de peste 7 000 m/s, depășind cu mult viteza sunetului. În zona de acțiune a undei dinamice roca este strivită, mărunțită și comprimată.

Efectul de sfărîmare a undelor dinamice depinde de amplitudinea și viteza lor de propagare. Amplitudinea undelor, la rîndul lor, este în funcție de valoarea impulsului exploziei și de rigiditatea acustică a rocilor.

Prin *rigiditate acustică* este definit produsul dintre densitatea rocilor ρ și viteza C_p de propagare a undelor dinamice și se exprimă cu relația $\rho \cdot C_p [kg/m^3 \cdot m/s]$.

De la o anumită distanță aproximată la 5—100 ori diametrul încărcăturii — unda dinamică se transformă într-o *undă de tensiune* care se propagă cu viteza sunetului.

Sub acțiunea undei de tensiune (fig. XVII.10), care se propagă concentric de la locul încărcăturii explozive, în masiv se formează, în direcția radială, tensiuni de compresiune (σ_c), iar în direcție tangențială tensiuni de tracțiune (σ_t). Sub acțiunea celor două tensiuni, rocile sînt solicitate la compresiune în direcție radială și la tracțiune în direcție tangențială (orientată perpendicular față de raza încărcăturii explozive).

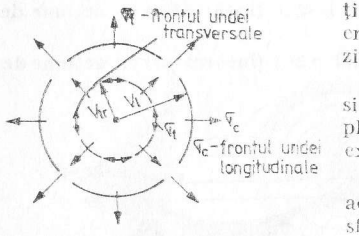


Fig. XVII.10. Starea de tensiune a rocilor în jurul încărcăturilor explozive.

În frontul de acțiune a tensiunilor de compresiune rocile sînt antrenate într-o mișcare radială, amplificată și de acțiunea presiunii ridicate a gazelor de explozie.

Datorită timpului extrem de mic în limita căruia acționează tensiunea de compresiune σ_c, procesul de sfărîmare cuprinde doar o zonă extrem de limitată, unde tensiunile depășesc de 10—12 ori rezistența la compresiune a rocilor. Valoarea ridicată a tensiunilor de compresiune provoacă în această zonă o *fragmentare* și *mărunțire* excesivă a rocilor.

În continuare, prin propagarea undei de compresiune, roca este fragmentată sub influența eforturilor de tracțiune (σ_t) întrucît, datorită compresibilității masivului particulele elementare de rocă au posibilitatea deplasării lor în direcție tangențială. În acest caz, în masiv se formează sistemul de fisuri orientate radial în spre suprafața dezvelită a masivului. În acest cîmp de influență a explozivului apare *zona de fisurare* și *zona de sfărîmare*.

Al patrulea cîmp de influență a încărcăturilor explozive este caracterizat printr-un proces de mișcare seismică a rocilor, fiind denumită zona *deformațiilor elastice*, sau *zona acțiunilor seismice* sau *zona de vibrație*.

Cînd unda de tensiune ajunge la suprafața liberă a masivului, intervine un proces nou și anume, particulele de rocă puternic comprimate de propagarea undelor de tensiuni nu întîmpină nici o rezistență și încep să se deplaseze extrem de rapid în direcția suprafeței libere. Datorită acestui fenomen de *smulgere* rocile sînt dislocate din masiv sub acțiunea unei tensiuni de tracțiune care se extinde de la nivelul suprafeței libere spre interiorul masivului. Explicația acestui proces de dislocare este dată de faptul că prin masiv se propagă o undă reflectată, în care tensiunea are un sens și un efect invers față de tensiunea inițială de compresiune.

Unda reflectată se propagă și acționează ca și cum ar fi fost formată de o încărtură similară cu centrul situat într-un punct exterior masivului, dar amplasat simetric în raport cu suprafața liberă și față de centrul încărcăturii (fig. XVII.11). Întrucît rezistența rocilor față de solicitările de tracțiune este de 20—30 de ori mai mică față de solicitările de compresiune, pe suprafața dezvelită masivul este fracturat, rezultînd formarea craterului sau conului de explozie.

Pe măsura propagării undei reflectate de tracțiune spre interiorul masivului, valoarea tensiunilor scade treptat. Astfel se explică de ce găurile nu „rup" pe toată lungimea lor, formîndu-se acele „pahare" în frontul de lucru, iar în cazul exploatărilor la zi formarea „pragurilor" la baza treptelor.

După formarea celor patru zone — de compresiune, fisurare, sfărîmare și deformare elastică — spațiul în care a fost amplasată încărcătura, denumit uneori și *cameră de minare*, comunică cu atmosfera prin rețeaua de fisuri, presiunea gazelor în camera de minare scade instantaneu, iar rocile puternic comprimate anterior manifestă tendința să revină la situația inițială.

O etapă foarte importantă în procesul de sfărîmare-fisurare o constituie participarea gazelor de explozie în procesul de dislocare a rocilor din masiv.

Sub efectul gazelor de explozie care produc presiuni foarte mari, roca fragmentată în prealabil este „aruncată" din masiv sub formă de bucăți.

Experimental s-a putut stabili că în rocile monolite 75 — 88% din volumul total dislocat se realizează pe seama acțiunii tensiunilor de compresiune și tracțiune și 12—25% pe seama destinderii gazelor de explozie.

În prezent, rocile sînt grupate în funcție de rezistența lor față de acțiunea de dislocare a explozivilor, în trei categorii (tabelul XVII.2).

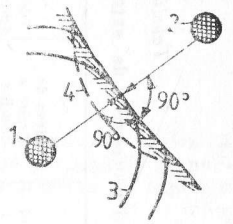


Fig. XVII.11. Reflectarea undei de tensiuni pe suprafața dezvelită a masivului de rocă:
1 — încărcătura de exploziv; *2* — încărcătura imaginară situată în exteriorul masivului; *3* — unda tensiunii de compresiune; *4* — unda reflectată.

— **Ipoteza energetică a sfărîmării.** Procesul de sfărîmare a rocii în urma exploziei este precedat de o stare complexă de tensiuni, care conduce la formarea întregului sistem de fisuri.

Fragmentarea masivului de rocă poate avea loc numai dacă tensiunile dezvoltate de energia încărcăturilor explozive vor avea valoarea:

$$R = \frac{3}{8} K \frac{[1 + (1 - 2)\varepsilon]^{8/3} - 1}{[1 + (1 - 2\mu)\varepsilon]^4} \qquad [\text{N/cm}^2]$$

în care: K este modulul compresiunii volumetrice, N/cm²; μ — coeficientul lui *Poisson*; ε — deformarea volumetrică a rocilor.

Potrivit ipotezei energetice de sfărîmare, parametrii de împușcare ca și alegerea explozivilor pot fi calculați în concordanță cu proprietățile fizico-mecanice ale rocilor.

Conform ipotezei energetice a sfărîmării rocilor se pot trage următoarele concluzii:

— volumul și gradul de fragmentare a rocilor este determinat de energia specifică a explozivilor și nu de puterea sau viteza de detonație a explozivului;

— creșterea gradului de dislocare și de mărunțire a rocilor poate fi realizat pe seama creșterii energiei specifice a încărcăturilor.

3.2. PARAMETRII DE CALCUL AI EXPLOZIVILOR

Principii de calcul a încărcăturilor explozive. Formulele de calcul pentru determinarea cantității de exploziv aferentă unei încărcături au fost stabilite după diferite principii și completate ulterior pe baza datelor experimentale și a principiilor teoretice avute în vedere. Astfel, pe baza principiului proporționalității dintre masa explozivului

Tabelul XVII.2

Clasificarea rocilor și substanțelor minerale utile după tăria și rezistența pe care o opun procedeelor de extragere

Categoria rocilor după rezistența la sfărîmare cu ajutorul explozivilor	Tipul rocilor	Densitatea rocilor, ρ [t/m³]	Viteza de propagare a tensiunilor rezultate în urma exploziei, C_p [km/s]	Rigiditatea acustică a rocilor ($\rho \cdot C_p$) [m/s·kg/m³]	Coeficientul Poisson, μ	Viteza de lărgire a fisurilor [km/s]	Distanța medie dintre fisuri [m]
I	*Roci monolite tari*: diabaz, porfirit, sienit, granit, diorit, andezit, bazalt, gnais, conglomerate silicoase.	2,8—3,0	5,0—7,0	14—16	0,1—0,15	1,5—1,8	>1
II	*Roci cu tărie medie*: dolomite, calcare, marmură, gresii, gnais, sienit, siderit, magnezit, șisturi tari, conglomerate calcaroase.	2,5—2,8	2,0—5,0	5—14	0,15—0,2	0,8—1,5	0,5—1,0
III	*Roci cu tărie redusă, puternic fisurate*: conglomerat slab cimentat, calcar alterat, marne, argile, argilă nisipoasă.	1,8—2,5	0,4—0,2	0,7—5,0	0,25—0,35	0,2—0,8	<0,5

și volumul de rocă care urmează să fie dislocată s-a stabilit relația:

$$Q = q \cdot V = q \cdot W^3 \qquad [kg]$$

în care: Q este masa încărcăturii explozive, kg;
V — volumul craterului de rupere, m³;
q — coeficientul de proporționalitate;
W — anticipanta sau linia de minimă rezistență, m.

Un alt principiu de calcul consideră că numai o parte din încărcătura explozivă trebuie să fie propirțională volumului de rocă dislocată, iar cealaltă parte să fie proporțională cu noile suprafețe formate. Conform acestui principiu încărcătura de exploziv se calculează cu relația:

$$Q = q_1 W^3 + q_2 W^2 \qquad [kg]$$

Relația a fost completată ulterior cu factori care țin seama atît de rezistența rocii, cît și de gradul de mărunțire a acesteia, obținînd următoarea relație de calcul:

$$Q = f(d)\,(q_1 S + q_2 V) \qquad [kg]$$

n care $f(d)$ este un coeficient care ține seama de modificarea gradului de mărunțire a rocilor în funcție de indicele de acțiune a exploziei; q_1 — consumul specific de exploziv pentru dislocarea rocii din masiv, kg/m³; q_2 — consumul specific de exploziv pentru învingerea forței de gravitație, kg/m³; S — suprafața din limita căreia urmează desprinderea rocilor din masiv, m²; V — volumul de rocă dislocată din masiv, m³.

Mai tîrziu formulele pentru calculul încărcăturilor la „arcuncare" au fost completate cu indicele de acțiune a exploziei (n), prezentîndu-se sub forma:

$$Q = (0{,}4 + 0{,}6\, n^3) \cdot q \cdot W^3 \cdot \sqrt{W/25} \qquad [kg]$$

Această relație de calcul poate fi recomandată pentru situațiile cînd $W > 25$ m.

În etapa actuală consumul specific de exploziv se alege după normativele existente în fiecare bazin minier, în funcție de tipul rocilor.

Potrivit ipotezei energetice, consumul specific de exploziv este influențat de: proprietățile fizico-mecanice ale rocilor, căldura exploziei, randamentul exploziei, gradul de mărunțire impus și viteza de aruncare a bucăților de rocă. Se recomandă ca gradul de mărunțire (N) să fie calculat în funcție de dimensiunea medie a bucăților de rocă (d_m), utilizînd relația:

$$N = 240 - 110 \lg d_m + 5{,}5\ (\lg d_m)^2$$

Dimensiunea medie a bucăților de rocă este strîns legată de diametrul încărcăturii explozive, gradul de dependență fiind de forma $d_m = d^{1{,}05}$, în care dimensiunile liniare sînt exprimate în cm. Dimensiunile bucăților de rocă sînt în funcție de tipul lucrărilor miniere: pentru lucrările miniere de deschidere și pregătire, 5 — 100 mm; pentru abataje, 150—300 mm; în cariere 350—400 mm.

Folosind aceste valori în relația de calcul de mai sus, rezultă că indicele gradului de mărunțire (N) va fi: pentru lucrările de săpare 110—165; pentru abataje 85—110; pentru cariere 75—85.

Cercetările experimentale în domeniul tehnologiilor de impușcare au arătat că din ntreaga cantitate de energie degajată în timpul exploziei doar 3—7% este consumată

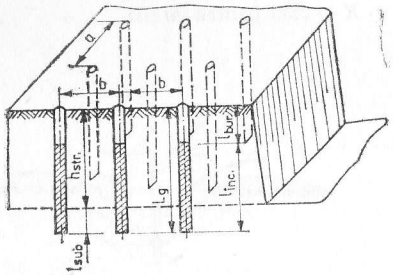
Parametri la împușcarea cu explozivi

Situația masivului	Parametrul
1	2
Masiv cu o singură suprafață liberă. Amplasarea găurilor pe un singur rînd. Împușcare de aruncare.	Adîncimea pîlniei formate după explozie
	Înălțimea pe înclinare a taluzurilor
	Împrăștierea materialului pe bermele tranșeei
	Înălțimea păturii de material
	Distanța dintre încărcături
	Mărimea încărcăturii de exploziv
	Mărimea încărcăturii de exploziv pentru o încărcătură normală
	Mărimea încărcăturii de exploziv pentru explozii reduse sau sporite

Tabelul XVII.3

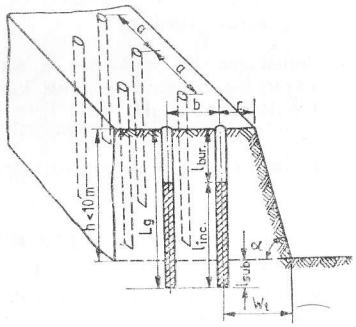
amplasați în găuri de mină obișnuite

Relația de calcul sau valoarea parametrului	Specificația notațiilor
3	4
Pentru roci stîncoase : $H_{pîl} = 0,33\ W(2n - 1)$ [m] Pentru roci comprimabile : $H_{pîl} = W + R_{cc}$ [m] $R_{cc} = 0,062 \sqrt[3]{K \cdot Q_{ac}}$ [m]	$n = \frac{r}{W} \leqslant 2$; unde : n este indicele acțiunii exploziei ; r — raza pîlniei de aruncare, m ; W — linia de minimă rezistență, m ; R_{cc} — raza de comprimare a terenului la împușcarea încărcăturilor concentrate, m ; Q_{ac} — masa încărcăturii concentrate de aruncare, kg ; K — factor de proporționalitate : $K = 10$ pentru roci stîncoase comprimabile ; $K = 150$ pentru roci nestîncoase de rezistență medie ; $K = 250$ pentru argilă.
$R = \sqrt{W^2 + r^2}$ [m]	
$X = 5r$ [m]	
$Y = (0,6 \ldots 0,75) \frac{W^2}{r}$ [m]	
$a = 0,5\ W\ (n + 1)$ [m]	
$Q = q \cdot V$ [m]	q — consumul specific de exploziv pentru o aruncare normală, kg/m³ ; V — volumul care trebuie dislocat, m³.
$Q = q \cdot W^3$ [m]	
$Q = f(n) \cdot q \cdot W^3$ [kg]	$f(n)$ — factor de corecție funcție de mărimea indicelui acțiunii exploziei ; $f(n) = 0,4 + 0,6\ n^3$ pentru încărcături sporite ; $f(n) = 0,33$ pentru încărcături reduse.

1	2
Masiv cu o singură suprafață liberă. Amplasarea găurilor pe două sau mai multe rînduri. 	Distanța dintre găurile aceluiași rînd (a). Distanța dintre rîndurile de găuri de mină (b).
	Lungimea găurii de mină
	Greutatea încărcăturii de afînare
	Numărul de găuri de mină ce urmează a fi împușcate
	Consumul specific de exploziv

Tabelul XVII.3 (continuare)

3	4
Aprindere simultană : $a = b$ Aprindere izolată : $b = (0,4 \ldots 0,6)\, a$: $a = b = \sqrt{\frac{S}{N_g}}$ [m]	S — suprafața care se împușcă, m² N_g — numărul găurilor de mină care se împușcă.
$L_g = h_{str} \cdot K_{sup}$ [m]	h_{str} — grosimea stratului care se împușcă, m ; K_{sup} — coeficient de subadîncime ; $K = 1,5$ — pentru roci tari ; $K = 1,05$ — pentru roci de tărie medie.
$Q_g = (L_g - l_{bur})\, q'$ [kg] $l_{bur} = 0,25 \ldots 0,30)\, L_g$ [m]	q' — capacitatea de încărcare cu substanță explozivă a 1 m de gaură, kg/m ; $q' = 0,785\, d^2 \cdot \Delta$ [kg/m] d — diametrul găurii, m² ; Δ — densitatea de încărcare a substanței explozive în gaură de mină, kg/m³. l_{bur} — lungimea burajului, m.
$N_g = \frac{S \cdot h_{str} \cdot q}{Q_g}$	q — consumul specific de exploziv, kg/m³.
$q = \frac{1}{\alpha}\sqrt{\frac{f}{S}}$ [kg/m³] — *M.M. Protodiakonov* $q = q_1 \cdot s \cdot v \cdot \frac{e}{\Delta} \cdot d$ [kg/m³] — *Lares*	α coeficientul de brizanță a explozivului ; f —coeficientul de tărie a rocii ; S — secțiunea de extras — cercul de bază al conului de rupere ; q_1 — consum specific normal de exploziv (v. tab. XVII.4) ; s —coeficient de structură a rocii (v. tab. XVII.5) ; e —coeficient de brizanță a explozivului întrebuințat (v. tab. XVII.6) ; v — coeficient de degajare (v. tab. XVII.7) ; Δ — densitatea de încărcare a explozivului ; $\Delta = 0,9$ pentru exploziv încartușat ; $\Delta = 0,6 - 0,9$ pentru exploziv pulverulent ; d — coeficient de burare ($d = 0,9 \ldots 1$)

1	2
Masiv cu două suprafețe libere. Amplasarea găurilor pe mai multe rînduri. 	Distanța primului rînd de găuri față de bordura treptei
	Distanța dintre rîndurile de găuri
	Distanța dintre găurile aceluiași rînd
	Diametrul găurii de mină
	Lungimea găurii de mină
	Lungimea încărcăturii
	Greutatea încărcăturii de exploziv
	Linia de rezistență la talpa treptei
	Volumul de rocă ce revine la o gaură de mină

Tabelul XVII.3 (continuare)

3	4
$c \geqslant 2,0$ [m]	
$0,6\ a \leqslant b \leqslant 0,8\ a$ [m]	
$a = (0,9 \ldots 1,6)\ W_t$ [m]	W_t = linia de rezistență la talpa treptei
$d = 32 \sqrt[3]{L_g} - 37 \sqrt[3]{L_g}$ [mm] $d_{med} = 34 \sqrt[3]{L_g}$ [mm]	L_g = lungimea găurii de mină, m.
$L_g = (0,8 \ldots 0,9)\ h$ [m] pentru roci slabe; $L_g = h + l_{sub}$ [m] pentru roci tari și foarte tari	l_{sub} reprezintă subadîncimea găurii de mină. $l_{sub} = 0,25\ W_t$ [m]; $l_{sub} = \dfrac{\sqrt{h - 0,5}}{6,5}$ [m]; $l_{sub} = 10\ d_{inc}$ — pt. roci foarte tari; $l_{sub} = 6\ d_{inc}$ — pt. roci tari; $l_{sub} = 3\ d_{inc}$ — pt. roci de tărie medie; d_{inc} reprezintă diametrul încărcăturii, m.
$l_{inc} = 0,66\ L_g$ [m]	
$Q = 0,66\ L_g \dfrac{\pi d^2}{4} \delta$ [kg] $Q = 0,785\ d^2 \delta (L_g - l_{bur})$ [kg] sau $Q = q \cdot a \cdot W_t \cdot h$ [kg]	δ — greutatea volumică a explozivului, kg/m³; d — diametrul găurii de mină, m.
$W_t = 0,87 \sqrt{\dfrac{q'}{m \cdot q}}$ [m] sau $W_t = \sqrt{\dfrac{Q_g}{q \cdot m \cdot h}}$ [m]	q' — cantitatea de substanță explozivă la 1 m gaură de mină (v. tab. XVII.8); $m = \dfrac{a}{W}$ — distanța relativă dintre găuri: $m = 0,9 \ldots 1,5$ — pentru împușcare instantanee; $m = 1,0 \ldots 1,5$ — pt. împușcare milisecundă; $m = 0,9 \ldots 1,0$ — pt. roci stîncoase tari; $m = 1,5$ — pt. roci slabe
pentru primul rînd $V_g = a \cdot W_t \cdot h$ [m³] pentru rîndul al doilea și următoarele $V_g = a \cdot b \cdot h$ [m³]	

pentru acțiunea utilă de dislocare a rocii din masiv, restul energiei fiind pierdută în mod inutil pentru mărunțirea exagerată a rocii din imediata apropiere a cartușului, producerea efectelor seismice, propagarea tensiunilor de rupere în interiorul masivului etc. Prin compararea a două explozii care dispun de aceeași energie, rezultate superioare au fost obținute pentru explozia care a asigurat un timp de acțiune mai îndelungat a gazelor de explozie asupra masivului .

3.3. CONSTRUCȚIA ÎNCĂRCĂTURILOR EXPLOZIVE ȘI MODUL LOR DE INIȚIERE

Sub termenul de *construcția încărcăturii explozive*, se înțelege :
— forma și amplasarea încărcăturii explozive în gaura de mină sau de sondă ;
— locul de amplasare a cartușelor de inițiere ;
— cantitatea și calitatea burajului.

În tehnologiile de împușcare s-au experimentat diferite construcții ale încărcăturilor explozive: încărcături *alungite*, sau *sub formă de coloană alungită*, încărcături *concentrate* și încărcături *discontinue*.

Dintre încărcările menționate, încărcăturile *discontinue* prezintă un deosebit interes în etapa actuală.

Prezența unor spații de aer în cadrul încărcăturilor explozive influențează creșterea timpului de acțiune a produselor exploziei asupra masivului de roci, creîndu-se, în acest mod, condiția unei dislocări mult mai eficiente.

Utilizarea încărcăturilor explozive prevăzute cu intervale de aer (fig. XVII.12) pot fi aplicate în orice tipuri de roci și folosind orice tip de exploziv. Intervalele de aer pot fi realizate cu ajutorul unor cartușe de lemn, cilindri de carton ș.a.

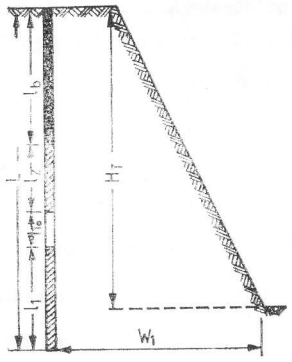


Fig. XVII.12. Construcția încărcăturilor cu intervale de aer.

În tabelele XVII.3 pînă la XVII.17. se dau parametrii la împușcarea cu explozivi amplasați în găuri de mină obișnuite, găuri de sondă și camere de minare.

Inițierea încărcăturii de exploziv se poate realiza cu unu sau mai multe cartușe de inițiere.

Inițierea poate fi *directă*, cînd cartușul de inițiere se amplasează în apropierea gurii sondei sau găurii de mină, sau *indirectă*, cînd cartușul de inițiere este amplasat la talpa găurii de sondă sau de mină.

În cazul inițierii directe unda detonantă se îndreaptă înspre talpa încărcăturii, provocînd formarea fisurilor de la suprafața liberă spre interiorul masivului.

În cazul inițierii inverse, sau indirecte, cînd cartușul de inițiere este așezat la talpa găurii de sondă, detonația se propagă de la talpă spre gura găurii de sondă.

Au fost experimentate explozii și cu amplasarea cartușelor de inițiere la diferite nivele de-a lungul găurii de sondă, dar mai ales în partea ei de mijloc. În acest caz detonația se propagă în ambele direcții : — atît înspre talpă găurii de sondă, — cît și înspre gura găurii de sondă.

La inițierea inversă, produsele detonației acționează un timp mai îndelungat asupra masivului și în felul acesta crește cantitatea de energie transferată masivului de roci.

Tabelul XVII.4

Consumul specific normal de exploziv, q_1

Clasificarea rocilor după tărie		Denumirea rocii	q_1[kg/m³]
Grupa	Categoria		
VI (ET)	12	Cuarțite compacte, cuarț compact.	1,3—1,5
VI (ET)	11	Granite foarte tari, cuarțite obișnuite, sienite, porfirite.	1,2
VI (ET)	10	Bazalte foarte tari, andezite, conglomerate, gnaise și amfibolite foarte tari, skarne, cuarțite alterate.	1,0—1,2
V (FT)	9	Granite și gnaisuri tari, sienite alterate, calcare și gresii foarte tari.	0,8—1,0
V (FT)	8	Roci magmatice alterate cu granulație mare, calcare și șistuiri, siderite, gresii.	0,6—0,8
V (FT)	7	Brecii, calcare semitari, marmură, marnă silicioasă, gresii semitari, șisturi cuarțoase, cloritoase etc.	0,5—0,7
IV (T)	5 ; 6	Brecii și conglomerate cu ciment marnos sau argilos, dolomit, gresii calcaroase, șisturi grezoase, marnă grezoasă, huilă, antracit.	0,3—0,5
III (ST)	4	Argilă și marnă compactă, șisturi argiloase, calcar cochilifer ,gips, sare gemă, cărbune brun.	0,2—0,3
III (ST)	3	Argilă, gips friabil, marnă, lignit, sare gemă cu intercalații de argilă, nisipuri argiloase-marnoase.	0,1—0,2
II (M)	2	Caolin, diatomit, marnă argiloasă, loess, nisipuri.	0,1

Tabelul XVII.5

Valoarea coeficientului de structură, s

Caracterul rocii	s
Rocă cu stratificație fină, compactă	0,7
Rocă stratificată cu grosimi medii	0,8—0,9
Rocă cavernoasă	0,9—1,1
Rocă masivă și compactă	1,0
Rocă sfărîmicioasă	1,05—1,1
Rocă cu caracter șistos	1,15—1,25
Rocă fisurată	1,2—1,4
Rocă cu structură conglomerată	1,9—2,0
Rocă argiloasă, argilă nisipoasă, calcar poros	2,0

Tabelul XVII.6

Valoarea coeficientului de brizanță, *e*

Felul explozivului	Tăria rocii	*e*
Dinamită gomă	Extra tari	0,70
Dinamită I	Foarte tari	1,00
Dinamită II și III	Tari	1,30
Astralite, amonite, oxilicvite	Semitari	1,36
Azotat de amoniu și motorină	Semitari, moi	1,50—1,60
Pulbere comprimată	Dezagregate	2,00
Pulbere granulară	Dezagregate	2,50

Tabelul XVII.7

Valoarea coeficientului de degajare, *v*

Numărul suprafețelor libere	*v*
Cu o suprafață liberă	1,2—1,6
Cu două suprafețe libere	1,0
Cu trei suprafețe libere	0,45—0,5
Cu patru suprafețe libere	0,45—0,5

Tabelul XVII.8

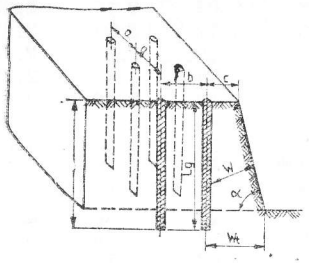
Capacitatea de încărcare a unui metru de gaură de mină în funcție de densitatea de încărcare

Diametrul găurii de mină [mm]	Densitatea de încărcare [kg/dm³]						
	0,8	0,85	0,9	0,95	1,0	1,05	1,1
	q' cantitatea de substanță explozivă la un 1 m gaură de mină						
1	2	3	4	5	6	7	8
24	0,36	0,38	0,40	0,42	0,45	0,47	0,49
25	0,39	0,42	0,44	0,47	0,49	0,52	0,54
26	0,42	0,45	0,48	0,52	0,53	0,56	0,58
27	0,46	0,49	0,52	0,54	0,57	0,60	0,63
28	0,50	0,53	0,56	0,59	0,62	0,65	0,68
29	0,53	0,57	0,60	0,64	0,67	0,70	0,73
30	0,57	0,61	0,64	0 68	0,71	0,75	0,78

Tabelul XVII.8 (continuare)

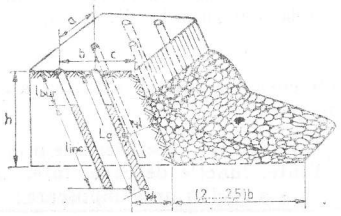
1	2	3	4	5	6	7	8
31	0,61	0,64	0,68	0,72	0,76	0,79	0,83
32	0,64	0,68	0,72	0,76	0,80	0,84	0,88
33	0,68	0,70	0,76	0,82	0,86	0,90	0,94
34	0,73	0,76	0,82	0,86	0,91	0,96	1,00
35	0,77	0,82	0,86	0,92	0,97	1,02	1,06
36	0,82	0,87	0,92	0,97	1,02	1,07	1,12
37	0,86	0,91	0,97	1,02	1,07	1,12	1,18
38	0,90	0,96	1,02	1,08	1,13	1,18	1,24
39	0,95	1,01	1,07	1,13	1,18	1,25	1,32
40	1,00	1,06	1,13	1,19	1,26	1,32	1,38
41	1,05	1,12	1,18	1,25	1,32	1,38	1,45
42	1,10	1,17	1,24	1,32	1,38	1,45	1,52
43	1,16	1,23	1,30	1,38	1,45	1,52	1,59
44	1,22	1,29	1,37	1,52	1,59	1,52	1,67
45	1,28	1,35	1,43	1,51	1,59	1,66	1,74
46	1,33	1,41	1,49	1,58	1,66	1,74	1,82
47	1,39	1,47	1,56	1,64	1,73	1,82	1,86
48	1,45	1,54	1,63	1,72	1,81	1,80	1,99
49	1,51	1,60	1,70	1,79	1,88	1,94	2,07
50	1,57	1,67	1,76	1,86	1,96	2,06	2,16
51	1,63	1,73	1,83	1,93	2,04	2,15	2,25
52	1,69	1,79	1,90	2,06	2,12	2,23	2,33
53	1,76	1,87	1,98	2,09	2,20	2,32	2,43
54	1,83	1,94	2,06	2,18	2,29	2,41	2,52
55	1,90	2,02	2,13	2,26	2,38	2,49	2,61
56	1,97	2,09	2,21	2,33	2,46	2,58	2,70
57	2,04	2,16	2,29	2,42	2,55	1,68	2,80
58	2,11	2,25	2,38	2,52	2,64	2,77	2,90
59	2,18	2,33	2,46	2,60	2,73	2,86	3,00
60	2,26	2,40	2,54	2,68	2,82	9,92	3,10
61	2,34	2,48	2,63	2,76	2,92	3,06	3,21
62	2,42	2,57	2,72	2,86	3,02	3,17	3,32
63	2,49	2,65	2,80	2,96	3,12	3,27	3,43
64	2,57	2,73	2,89	3,05	3,21	3,37	3,53
65	2,65	2,82	2,98	3,15	3,32	3,48	3,65
66	2,74	2,91	3,08	3,25	3,42	3,59	3,76
67	2,82	2,98	3,17	3,35	3,53	3,70	3,88
68	2,90	3,08	3,26	3,45	3,68	3,81	3,99
69	2,98	3,17	3,36	3,55	3,74	3,92	3,10
70	3,07	3,26	3,46	3,65	3,84	4,03	4,22
71	3,17	3,36	3,56	3,76	3,96	4,15	4,35
72	3,26	3,46	3,66	3,87	4,07	4,28	4,48
73	3,35	3,56	3,77	3,97	4,18	4,39	4,60
74	3,44	3,66	3,87	4,08	4,30	4,52	4,73

Parametri la împușcarea

Situația masivului	Parametru	Relația de calcul sau valoarea parametrului	Semnificația notațiilor
1	2	3	4
Masiv cu două suprafețe libere. Găuri verticale amplasate pe mai multe rînduri. 	Anticipanta.	$W = 28 \cdot D \cdot \sqrt{\frac{\varepsilon \cdot \Delta}{q \cdot m}}$ [m] $W_t = (0,6 \ldots 1,0)\, h$ [m] $W_t = \frac{\sqrt{0,56p^2 + 4mqphL_g} - 0,75p}{2mqh}$ [m] $W_t = h \operatorname{ctg} \alpha + 3,0$ [m]	ε — raportul între înălțimea coloanei de exploziv și înălțimea treptei; p — capacitatea de încărcare a 1 m gaură de sondă, kg/m (v. tab. XVII.10); m — 0,8...1,6 — distanța relativă dintre găuri: $m = 0,8$ — pentru roci greu de dislocat; $m = 1,1 \ldots 1,6$ — pentru roci ușor de dislocat; q — consum specific de exploziv, kg/m³; Δ — densitatea de încărcare a explozivului în gaură (kg/dm³); D — diametrul de forare a găurii, m.
	Distanța relativă dintre găuri	$m = \frac{a}{W_t}$ — pentru primul rînd de găuri; $m = \frac{a}{b}$ — pentru al doilea și următoarele rînduri; $m = 1,66 - 0,066\, f$	f — coeficientul de tărie a rocii după *Protodiakonov*.
	Distanța dintre găurile aceluiași rînd	$a = (0,4 \ldots 2,0)\, W_t$ [m] $a = \sqrt{\frac{L_{util}}{2}}$ [m] $a = \frac{\pi \cdot D^2 \cdot \Delta \cdot l_{inc}}{4 \cdot K \cdot q \cdot W_t \cdot h}$ [m[	L_{util} — adîncimea utilă a găurii de sondă, m. În cazul găurilor verticale: L_{util} este egal cu înălțimea treptei. l_{inc} — lungimea încărcăturii de exploziv; $K = 0,8 \ldots 0,95$ — coeficient de putere al explozivului utilizat.
	Distanța dintre rîndurile de găuri	$b = \frac{p_i(L_g - l_{bur})}{a \cdot h \cdot q}$ [m]	p_i — capacitatea de încărcare a găurilor de sondă din rîndul „i”, kg/m.
	Diametrul găurilor de sondă	$D = K \cdot A_b$ [m] $D = \frac{c + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha}{50\, K_t \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}}}$ [m]	A_b — dimensiunea liniară maximă a bucăților de rocă, m; K — (0,1...0,3) — coeficient de proporționalitate, funcție de capacitatea de dislocare a rocilor prin împușcare;

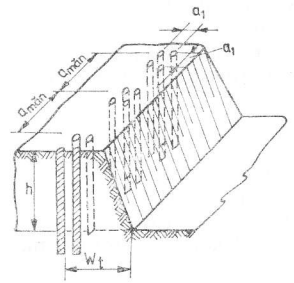
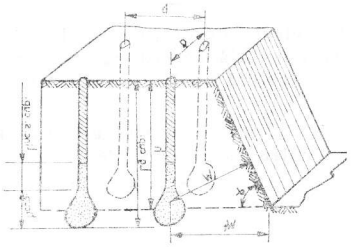
Tabelul XVII.9

cu explozivi amplasați în găuri de sondă

1	2
	Distanța de la primul rînd de găuri la muchia treptei
	Lungimea sau adincimea găurilor de sondă
	Mărimea încărcăturii de exploziv
	Cantitatea totală de exploziv pentru derocare
	Cantitatea de exploziv pe gaură
	Lungimea burajului
Masiv cu două suprafețe libere. Găuri înclinate amplasate pe mai multe rînduri. 	Linia de rezistență la vatră
	Distanța de la primul rînd de găuri la muchia treptei
	Distanța dintre găurile aceluiași rînd
	Distanța între rîndurile de găuri
	Lungimea găurilor de sondă

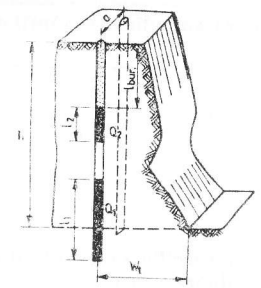
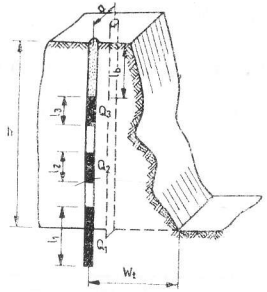
Tabelul XVII.9 (continuare)

3	4
sau $D = \frac{W_t}{24\sqrt{\frac{\Delta}{q}}}$ [m]	K_t — 1,0...1,2 — coeficient care ține seama de scăderea greutății volumice a masivului din cauza fisurării ; Δ — densitatea de încărcare a explozivului, kg/m³ ; γ — greutatea volumică a rocii, kg/m³ ; q — consum specific de exploziv, kg/m³
$c \geqslant 3,0$ m	
$L_g = (0,8...0,9)\, h$ [m] pentru roci de tărie medie $L_g = h + l_{sub}$ [m] pentru roci de tărie mare și foarte mare	l_{sub} — lungimea subadîncirii ; $l_{sub} = 0,3\ W_t$ [m] $l_{sub} = (12...15)\, D$ [m] D — diametrul găurii de sondă, m.
$Q = k \cdot W^3$ [kg] $Q = q \cdot W_t \cdot h \cdot a$ [kg] sau : $Q = q \cdot a \cdot b \cdot h$ [kg] $Q = p_i(L_g - l_{bur})$ [kg]	k — coeficient care depinde de natura rocii și felul încărcăturii (v. tab. XVII.11) ; q — consumul specific de exploziv, kg/m³ ; p_i — capacitatea de încărcare a găurilor din rîndul „i", kg/m ; V — cantitatea de rocă împușcată ; n — numărul de găuri de sondă forate.
$Q_T = V \cdot q$ [kg]	
$Q = \frac{Q_T}{n}$ [kg]	
$20\ D \leqslant l_{bur} \leqslant 24\ D$ sau $0,7\ W_t \leqslant l_{bur} \leqslant W_t$	D — diametrul găurilor de sondă. Valoarea adoptată pentru l_{bur} nu o va depăși pe cea stabilită pentru anticipantă.
$W_t = \frac{\sqrt{p^2 + 4qmphL_g} - p}{2mqh}$	Semnificațiile notațiilor sînt aceleași ca la relația pentru găuri verticale
$c \geqslant 3,0$ [m]	
$a = (0,8...0,9)\ W$ [m]	
$b = (0,6...0,7)\ W$ [m]	
$L_g = \frac{h}{\sin \alpha} + 0,3\ W$ [m]	α — înclinarea găurilor ; W — anticipanta, m ; h — înălțimea treptei, m.

1	2
Masiv cu două suprafețe libere. Încărcături paralele apropiate.  	Distanța dintre găurile de sondă din mănunchi sau cuib Diametrul echivalent teoretic al găurii de sondă cu diametrul mare Linia de rezistența la talpă pentru întregul mănunchi Distanța dintre centrele mănunchiurilor din același rînd Distanța dintre centrele mănunchiurilor din rînduri diferite Masa încărcăturii de exploziv pentru întregul mănunchi Volumul de material derocat ce revine la un mănunchi Volumul de material ce revine la 1 m gaură de sondă Lungimea găurilor de sondă
Masiv cu două suprafețe libere. Găuri de sondă cu cuptor. 	Lungimea găurilor de sondă Anticipanta Distanța dintre găuri Distanța dintre rîndurile de găuri Cantitatea de exploziv necesară a fi împușcată într-o gaură sau cuptor

Tabelul XVII.9 (continuare)

3	4
$a_1 = (4 \ldots 8)\, D$ [m]	D — diametrul găurii de sondă, m
$D_{echiv} = D\sqrt{n_{son}}$ [m]	n_{son} — numărul sondelor din mănunchi
$W_{m\,son} = W_t\sqrt{n_{son}}$ [m]	W_t — linia de rezistență la talpă pentru o sondă izolată, m ;
$a_{măn} = m \cdot W_{m\,son}$ [m]	m = 0,8...1,2 — distanța relativă dintre mănunchiuri
$b_{măn} = \frac{a_{măn}}{m}$ [m]	
$Q_{măn} = q \cdot a_{măn} \cdot W_{m\,son} \cdot h$ [kg]	
$V_{măn} = a_{măn} \cdot W_{m\,son} \cdot h$ [m³]	
$V_{son} = \frac{V_{măn}}{L_{son} \cdot n_{son}}$ [m³]	L_{son} — lungimea unei găuri de sondă, m.
$L_{son} = h + l_{sub}$ [m] $l_{sub} = (8 \ldots 10)\, D_{echiv}$ [m]	l_{sub} — lungimea subadîncirii găurilor.
$L_g = (0{,}95 \ldots 1{,}0)\, h$ [m]	
$W = (0{,}5 \ldots 0{,}9)\, h$ [m]	
$a = (1 \ldots 1{,}2)\, W$ [m]	
$b = W$ [m]	
$Q = q \cdot W^3$ [kg] $Q = V_{cupt} \cdot \Delta$ [kg] În cazul amplasării încărcăturii în cuptor și în gaura de sondă : $Q_T = Q + p \cdot l_{inc\cdot s\cdot sup} =$ $= V_{cupt} \cdot \Delta + p \cdot l_{inc\cdot s\cdot sup}$ [kg] $l_{inc\cdot s\cdot sup} = (0{,}2 \ldots 0{,}6)\, L_{s\,cup}$ [m] $L_{s\,cup} = h + \frac{h_{cup}}{2}$ [m]	q — consumul specific de substanță explozivă pentru afînare, kg/m³ ; $l_{inc\cdot s\cdot sup}$ — lungimea încărcăturii din sonda cuptorului, m ; $L_{s\,cup}$ — lungimea găurii de sondă a cuptorului, m ; h_{cup} — înălțimea cuptorului, m.

1	2
	Masa încărcăturii pentru formarea cuptorului
Masiv cu două suprafeţe libere. Încărcătura în coloană discontinuă.  	Masa totală a încărcăturii din gaura de sondă
	Masa încărcăturii Q_1 din partea inferioară a găurii de sondă
	Masa încărcăturii Q_2 din partea superioară a găurii de sondă
	Lungimea totală a încărcăturii din gaura de sondă
	Lungimea burajului din gaura de sondă

Tabelul XVII.9 (continuare)

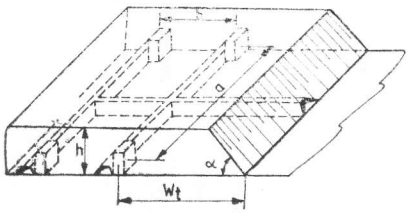
3	4
$Q_c = \frac{Q}{K \cdot \Delta}$ [kg] Numărul de împuşcări succesive pentru formarea cuptorului depinde de cantitatea de exploziv care se încarcă în acesta şi de proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor. Prima împuşcare se execută cu o cantitate mai mică de exploziv, iar următoarele, cu cantităţi mai mari rezultate din dublarea cantităţilor împuşcate anterior. Suma tuturor cantităţilor împuşcate trebuie să fie egală cu cantitatea de exploziv reieşită din calcul. La executarea cuptorului împuşcările succesive se execută la intervale de minimum 15 min.	Δ — densitatea de încărcare a explozivului, kg/dm³; K_c — coeficient care indică însuşirea rocii de a se comprima sub influenţa produselor exploziei, dm³/kg; K_c = 250 — pentru argila grasă; K_c = 200 — pentru marnă moale fisurată; K_c = 140 — pentru argilă nisipoasă şi argilă grezoasă; K_c = 45 — pentru cretă moale şi calcar cochilifer; K_c = 20 — pentru marnă de tărie medie şi pentru calcar moale; K_c = 8 — pentru gips compact, şisturi argiloase tari, calcar fisurat etc. K_c = 5 — pentru granite, cuarţite, serpentine, dolomit, gresie; K_c = 3 — pentru skarn, marmură, dolomit tare, granit cu granulaţie medie etc.
$Q_g = q \cdot W_t \cdot h \cdot a$ [kg]	
În cazul unui singur interval de aer $Q_1 = (0,6 \ldots 0,7)\, Q$ [kg] În cazul a două sau mai multe intervale de aer $Q_1 = 0,5\, Q$ [kg]	
În cazul unui singur interval de aer $Q_2 = Q - Q_1$ [kg] În cazul a două intervale de aer $Q_3 = Q_2 = \frac{Q - Q_1}{2}$ [kg]	
$l_{inc} = l_1 - l_2$ [m]	l_1 — lungimea părţii inferioare a încărcăturii; l_2 — lungimea părţii superioare a încărcăturii.
$l_{bur} = l_g - (l_{inc} + h_{ia})$ [m]	h_{ia} — înălţimea intervalelor de aer; $h_{ia} = (0,17 \ldots .0,35)\, l_{inc}$ [m]

Tabelul XVII. 10

Capacitatea de încărcare la 1 m gaură de sondă

Denumirea rocii	Capacitatea de încărcare la 1 m gaură de sondă (kg exploziv) pentru un diametru nominal al găurii de:		
	150 mm	175 mm	200 mm
Cărbune	28	36	50
Roci moi de descopertare	20	28	36
Roci mari tari (gresii, calcare)	25	36	45

Parametri la împușcarea cu explozivi

Situația masivului	Parametri
1	2
Masiv cu două suprafețe libere. Încărcături concentrate. 	Înălțimea treptei
	Anticipanta
	Unghiul de înclinare a masivului
	Distanța dintre camerele aceluiași rînd
	Distanța dintre rîndurile de camere
	Volumul camerelor de minare

Tabelul XVII.11

Valoarea coeficientului k

Natura rocii	Valoarea lui k		
	Încărcătura normală	Încărcătura de fisurare	Încărcătura camuflată
Cretă	1,41	0,47	0,057
Argilă	1,65	0,55	0,066
Calcar și gresie	1,86	0,62	0,074
Granit și gnais	2,20	0,73	0,088
Rocile cele mai tari	3,00	1,05	0,150

Tabelul XVII.12

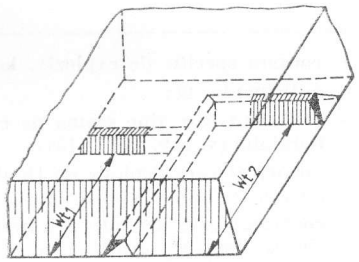
amplasați în camere de minare

Relația de calcul sau valoarea parametrului	Specificația notațiilor
3	4
$20 \leqslant h \leqslant 40$ m	
Pentru roci tari și trepte înalte: $\frac{1}{3} h \leqslant W \leqslant \frac{2}{3} h$ [m] Pentru roci de tărie medie și trepte cu înălțime mică: $W = (0,6 \ldots 0,9)\, h$ [m]	
$\alpha \geqslant 70°$	
Încărcături de afinare $a = (1,0 \ldots 1,5)\, W_t$ [m] Încărcături de aruncare $a = 0,5\, W_t\, (n+1)$ [m]	W_t — linia de rezistență la talpa treptei, m
$b = W_t$ [m]	
$V_{cam} = \frac{Q}{\gamma_e} K_v$ [m]	V_{cam} — volumul de săpare a camerelor de minare; K_v — 1,05...1,8 — coeficient ce ține seama de volumul efectiv al materialului de susținere, de izolație și de ambalajul explozivului; Q — greutatea încărcăturii în camera de minare, t; γ_e — greutatea volumică a explozivului întrebuințat, t/m³

1	2
	Coeficientul de concentrare a încărcăturii de exploziv
	Volumul masivului dislocat
	Mărimea încărcăturii de exploziv

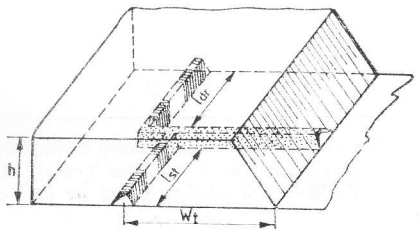
Tabelul XVII.12 (continuare)

3	4
$P = \dfrac{0,62\sqrt[3]{V_{cam}}}{R_{cam}} \leqslant 0,41$	R_{cam} — distanța de la centrul camerei pînă la cel mai îndepărtat punct al acesteia, m. Camerele de minare au forma cubică, paralelipipedică, cruce, T, L etc., în toate cazurile se tinde spre o concentrare cît mai mare a încărcăturii. Se folosesc camere de formă cubică cînd $Q \leqslant 20$ t. Se folosesc camere paralelipipedice, cruce, L, T cînd $Q > 20$ t.
Cazul unei singure camere de minare $V_1 = W^2 \cdot h$ [m³] Cazul a două camere de minare : $V_2 = \dfrac{a + W_1}{2} W_1 h_1 + \dfrac{a + W_2}{2} W_2 h_2$ [m³]	W, W_2, W_2 — anticipantele camerelor de minare ; h, h_1, h_2 — înălțimile fronturilor pentru fiecare cameră ; a — distanța dintre camerele de minare.
$Q = f(n) \cdot q \cdot W^3 \cdot d \cdot m$ [kg] $Q = f_1(n) \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot d \cdot W^3$ [kg] Pentru încărcături de afînare : $f(n) = \dfrac{W+1-W(\sqrt{1+n^2}-1)\left(\dfrac{W+1}{W}\right)^3}{2\sqrt{2W^3}}$ (*Melnikov*) $f(n) = \left(\dfrac{W+1}{2W}\right)^{3/2}$ (*Filipovici*) $f_1(n) = (\sqrt{1+n^2} - 0,41)^3$ (*Dambrun*) Pentru încărcături de aruncare : $f(n) = (0,4 + 0,6\, n^3)\sqrt{\dfrac{W}{15}}$ pentru cazul în care $W > 15$ m ; $f(n) = (0,4 + 0,6\, n^3)\sqrt{\dfrac{W}{25}}$ pentru cazul în care $W > 25$ m.	q — consum specific de exploziv, kg/m³ ; W — anticipanta, m ; d — coeficient care ține seama de calitatea burajului (v. tab. XVII.13) ; K_1 — coeficient care depinde de tipul explozivului (v. tab. XVII.14 ;) ; K_2 — coeficient care depinde de caracteristicile rocilor care urmează a fi extrase (v. tab. XVII.14) ; $f(n)$ și respectiv $f_1(n)$ — funcția indicelui de aruncare (v. tab. XVII.15 și XVII.16). $m = \dfrac{W_t}{a}$ — distanța relativă dintre încărcături

1	2
Încărcături alungite. 	Cantitatea totală de exploziv în echivalent trotil
	Cantitatea de exploziv de bază și de inițiere, în echivalent trotil
	Cantitatea de material derocat calculat preliminat
	Coeficientul de rupere
	Cantitatea fizică reală de exploziv Cantitatea fizică (reală) de exploziv de inițiere Cantitatea fizică (reală) de exploziv de bază Repartizarea explozivului pe laturile T-ului Cantitatea de exploziv pe metru de galerie

Tabelul XVII.12 (continuare)

3	4
$Q = V \cdot q$ [kg]	V — cantitatea de material derocat calculat preliminar, t; q — consumul specific de exploziv în echivalent trotil, kg/t.
Cantitatea de exploziv de inițiere în echivalent trotil: $Q_i = x \cdot \frac{Q}{100}$ [kg] Cantitatea de exploziv de bază, în echivalent trotil: $Q_b = Q - Q_i = Q\left(1 - \frac{x}{100}\right)$ [kg]	x reprezintă procentul de exploziv de inițiere din masa totală de exploziv: $x = 5\%$ pentru cazul folosirii dinamitei; $x = 8\%$ pentru cazul folosirii astralitei. Explozivul de bază este nitramonul.
$V = h \cdot W \cdot L_s \cdot \gamma \cdot \delta$ [t] $W = W_t \cdot \sin \alpha = \frac{2}{3} h$ [m] $W = (0{,}5 \ldots 0{,}8)\, h$ [m]	h este înălțimea medie a frontului de exploatare în zona galeriei sau a laturilor T-ului, atunci cînd înălțimea frontului diferă pe cele două laturi ale T-ului, m; W — anticipanta, m; L_s — lungimea totală a T-ului, m; γ — greutatea volumetrică a rocii derocate, t/m³; W_t — lungimea galeriei transversale, m; α — unghiul de taluz al frontului în zona galeriei;
$\delta = \frac{V_t}{V_r} = 0{,}9 \ldots 1{,}15$ $V_t = h \cdot W \cdot L_s$ [m]	V_r — volumul real de material rezultat prin derocare, m³ — se determină experimental pe baza datelor stabilite;
$Q_f = Q_{if} + Q_{bf}$ [kg] $Q_{if} = \frac{Q_i}{a_i}$ [kg] $Q_{bf} = \frac{Q_b}{a_b}$ [kg]	a_i și a_b sînt coeficienți de echivalență a explozivului conform Normelor tehnice privind deținerea, prepararea și folosirea în economie a materialelor explozive (v. tab. XVIII.17);
$K = \frac{Q_f}{l_g}$ [kg/m] $l_g = l_{st} + l_{dr}$	l_g este lungimea totală de galerie care se încarcă cu exploziv, m; st și l_{dr} — lungimea laturilor (dreapta și stînga) T-ului care se încarcă cu exploziv, m.

1	2
	Cantitatea de exploziv care se încarcă pe cele două laturi ale T-ului Gradul de umplere a galeriei cu exploziv
Încărcături alungite cu intervale de aer.  	Înălțimea treptei Anticipanta Distanța dintre rînduri Cantitatea de exploziv Lungimea totală a galeriei direcționale

Tabelul XVII. 13

Valorile coeficientului de buraj, d

Felul burajului	Valoarea coeficientului d
Buraj de nisip consolidat cu ciment	1
Buraj de argilă consolidat cu ciment	1,2
Buraj din nisip	1,3
Buraj din argilă	1,4
Buraj din pămînt obișnuit	2,00
Fără buraj pentru explozivi rapizi ($v \simeq 4500$ m/s)	2—4
Fără buraj pentru explozivi mai lenți ($v < 4500$ m/s)	4—5

Tabelul XVII.12 (continuare)

3	4
$Q_{f\,dr} = K \cdot l_{dr}$ [kg] $Q_{f\,st} = K \cdot l_{st}$ [kg] $M = \dfrac{Q_f}{1000\ V_g} \geqslant 0{,}7$ $V_g = S_g \cdot l_g \cdot \gamma_e$	M este coeficientul de umplere a galeriei cu exploziv; Q_f — cantitatea fizică reală de exploziv, kg; V_g — volumul golului care se umple cu exploziv, m³; γ_e — greutatea volumetrică a explozivului, t/m³; l_g — lungimea galeriei care se umple cu exploziv, m; S_g — secțiunea liberă a galeriei, m².
15 m $\leqslant h \leqslant$ 20 m $W_t = (0{,}65 \ldots 0{,}75)\ h$ [m] $b = W_t$ [m] $Q = q \cdot V$ [kg] Pentru cel de-al doilea rînd, încărcătura se majorează cu 10—20% $L_{gd} = \dfrac{Q}{S_g \cdot \Delta}\ 10^{-3} +$ $+ L_{ia} + L_b + L_{gt}$ [m]	q este consumul specific de exploziv, kg/m³; V — volumul de extras, m³; Q — cantitatea de exploziv care se amplasează în galerii, kg; S_g — secțiunea transversală liberă a galeriei direcționale în zona în care se amplasează încărcăturile de exploziv, m²; Δ — densitatea de încărcare a explozivului, kg/dm³; L_{ia} — lungimea intervalelor de aer, $L_{ia} \leqslant 10$ m. L_{gt} — lățimea galeriei transversale, m; L_b — lungimea burajului pe galeria direcțională, m. Galeria direcțională se va bura pe o lungime de minimum 2 m de o parte și de alta a galeriei transversale.

Tabelul XVII. 14

Valorile coeficienților K_1 și K_2

Tipul explozivului	K_1	Natura rocilor	K_2
Dinamită gelatină gomă	0,16	Pămînt obișnuit	1,20
Dinamită I	0,23	Pămînt compact	1,75
Oxilichită	0,23—0,35	Pămînt cu un conținut mare de pietriș	2,00
Trotil	0,24	Argile compacte	2,25
Astralită	0,27	Tufuri vulcanice	2,25—2,30
Exploziv pe bază de azotat de amoniu	0,30	Roci vulcanice în general	2,50
Pulbere neagră	0,56	Roci magmatice și metamorfice obișnuite	3,30
		Roci magmatice și metamorfice foarte tari	4,25
		Roci tari fisurate	5,00—6,00

Tabelul XVII. 15

Valoarea coeficientului $f(n)$ pentru încărcături de afinare

Anticipanta W	Val. coef $f(n)$		Anticipanta W	Val. coef $f(n)$		Anticipanta W	Val. coef. $f(n)$	
	N.V. Melnikov	V.E. Filipovici		N.V. Melnikov	V.E. Filipovici		N.V. Melnikov	V.E. Filipovici
1,00	1,00	1,00	2,00	0,68	0,65	7,00	0,43	0,44
1,10	0,97	0,93	2,25	0,61	0,62	8,00	0,42	0,42
1,20	0,89	0,89	2,50	0,58	0,58	9,00	0,41	0,42
1,30	0,83	0,83	3,00	0,55	0,54	10,00	0,40	0,40
1,40	0,80	0,79	3,50	0,54	0,52	15,00	0,39	0,39
1,50	0,76	0,76	4,00	0,53	0,50	20,00	0,38	0,38
1,60	0,73	0,73	5,00	0,47	0,46	25,00	0,37	0,38
1,80	0,70	0,68	6,00	0,44	0,45	30,00	0,37	0,37

Tabelul XVII. 16

Valoarea coeficientului $f_1(n)$ după Dambrun

Încărcături de afinare		Încărcături de aruncare	
n	$f_1(n)$	n	$f_1(n)$
0,1	0,21	1,1	1,25
0,2	0,23	1,2	1,52
0,3	0,28	1,3	1,86
0,4	0,30	1,4	2,25
0,5	0,36	1,5	2,69
0,6	0,45	1,6	3,22
0,7	0,53	1,7	3,80
0,8	0,66	1,8	4,50
0,9	0,82	1,9	5,25
1	1	2,0	6,08

3.4. TEHNOLOGIA ÎMPUȘCĂRII ÎN MEDIU COMPRIMAT

Particularitatea acestei metode constă în aceea că roca rezultată de la primele împușcături nu este evacuată de la locul exploziei, ci este menținută pentru a prelua efectul exploziilor care se succed. Astfel, timpul de acțiune a exploziei asupra masivului de rocă dislocată, ca și ciocnirea reciprocă a bucăților de rocă, asigură un grad înaintat de mărunțire.

Cea mai simplă variantă constă în împușcarea încărcăturilor care se succed, cu menținerea rocii împușcate din primele serii, în frontul de lucru. Cantitatea de rocă împușcată neevacuată din front influențează asupra calității mărunțirii și eliminării supragabaritelor (bucăți mari de rocă).

Tabelul XVII.17

Clasificarea materialelor explozive pe grupe și categorii, în funcție de valoarea coeficientului de echivalență

Grupa	Categoria de materiale explozive	Coeficientul de echivalență	Exemple de materiale explozive din grupă
I	Exploziv de mare putere	1,3	— Explozivi cu bază de nitroglicerină sau nitroglicol (cu conținut peste 6%); pentrită hexogen, octogen și amestecurile lor; explozivi plastici, elastici, fitile detonante și explozivi de inițiere.
II	Explozivi de putere medie	1,0	— Trotil, tetril și ceilalți explozivi nitroaromatici, precum și cei cu bază de azotat de amoniu, cu mai puțin de 6% nitroglicerină sau nitroglicol. — Explozivi pompabili de tip apos nitrogel; amestecuri explozive simple de tip termorezistent, amonal și amatol; Explozivi pe bază de clorați și perclorați.
III	Exploziv de mică putere	0,7	— Amestecuri explozive simple de tip nitramon și nitramonit; — Pulberi negre de fum și similare; — Amestecuri explozive cu peste 30% materii inhibitoare (clorură de sodiu, clorură de amoniu etc.); — Capse detonante de orice fel și relee.
IV	Exploziv slab	0,5	— Pulberi coloidale fără fum, cu bază de nitroceluloză și nitroglicerină, de nitroceluloză și amestec de nitroglicerină cu nitroglicoli, amestecuri incendiare, artificii, fitile de amorsare.

4. PROCEDEE DE EXTRAGERE CU AJUTORUL APEI

În cadrul extragerii rocilor și substanțelor minerale utile cu ajutorul apei se deosebesc diferite procedee, dintre care se menționează: procedeul bazat pe acțiunea dinamică a apei (procedeul hidrodinamic), procedeul bazat pe acțiunea statică a apei și procedeul bazat pe acțiunea de dizolvare a apei.

4.1. PROCEDEUL BAZAT PE ACȚIUNEA DINAMICĂ A APEI

Acest procedeu folosește energia cinetică a apei sub presiune. Cu ajutorul unor dispozitive denumite *hidromonitoare*, alcătuite dintr-o țeavă metalică prevăzută cu un orificiu central de scurgere de formă conică (duză sau ajutaj), se trimit asupra rocilor dezagregate, moi sau de tărie mijlocie, cantități mari și continue de apă, sub forma unui **jet**, la presiuni de 3—50 at. Presiunea apei se poate obține în mod natural (prin cădere liberă) sau artificial (cu pompe).

Procedeul hidromecanic este folosit în minerit pentru exploatarea unor strate de cărbuni și în unele exploatări la zi, de nisip și pietriș, pentru obținerea materialului necesar rambleierii hidraulice a golurilor subterane, precum și la lucrările de debleiere pentru marile construcții de centrale hidroelectrice, canale navigabile, de irigație etc.

Principalele operații ale procedeului de extragere prin hidromecanizare sînt: dezagregarea rocii, transformarea ei într-o masă fluidă numită *pulpă*, *nămol* sau *hidromasă*, transportul pulpei către locul de depozitare sau prelucrare, depunerea materialului transportat, limpezirea și evacuarea apei.

Transportul masei fluide poate fi realizat prin scurgere liberă sau prin mijloace mecanizate, folosind pompe de noroi sau hidroelevatoare.

Pentru aplicarea hidromecanizării este necesar să existe în apropiere surse suficiente de apă la un debit de cel puțin 20—60 m^3 la 1 m^3 de rocă extrasă, relieful să fie accidentat ca să permită scurgerea liberă a pulpei și suficient de impermeabil pentru a înlesni scurgerea, iar materialul extras să se spele cu ușurință și să cedeze repede apa după depozitare.

Ca surse de alimentare cu apă se folosește apă din rîuri, lacuri și uneori chiar apa subterană.

Pentru asigurarea scurgerii libere a pulpei este necesar ca aceasta să aibă un anumit grad de diluare, care depinde de proprietățile masei desagregate, variind de la 1/5 pînă la 1/20. În medie raportul este de 1/10.

4.1.1. HIDROMECANIZAREA APLICATĂ ÎN EXPLOATĂRI LA ZI

În exploatarea la zi a zăcămintelor aluvionare de aur, titan, zircon etc., a aluviunilor pentru obținerea materialelor de construcții (nisip, pietriș) precum și a unor zăcăminte de cărbuni, procedeul de extragere prin hidromecanizare are o largă aplicare ca urmare a avantajelor pe care le prezintă.

După modul de alimentare cu apă și de hidrotransport al amestecului material solid-apă, se deosebesc două feluri de instalații: a) cu utilizarea presiunii naturale a apei și b) prin realizarea artificială a presiunii apei (fig. XVII.13).

În ambele cazuri transportul pulpei se face fie prin scurgere liberă, fie mecanic.

În cazul al doilea, pentru alimentarea cu apă se folosesc pompe centrifuge cu debite între 250—3 000 m^3/h și cu presiuni de pînă la 200 m H_2O.

În unele cazuri se folosește apa prin recirculație (fig. XVII. 14). Instalațiile care folosesc recirculația apei se alimentează periodic cu o cantitate de apă suplimentară pentru compensarea pierderilor de apă datorită infiltrațiilor, evaporării etc.

Consumul de apă necesar pentru extragerea, spălarea și transportul diferitelor roci este dat în tabelul XVII.18.

După cum s-a menționat, apa din conducta de presiune ajunge la hidromonitor care o dirijează sub forma unui jet spre frontul de lucru.

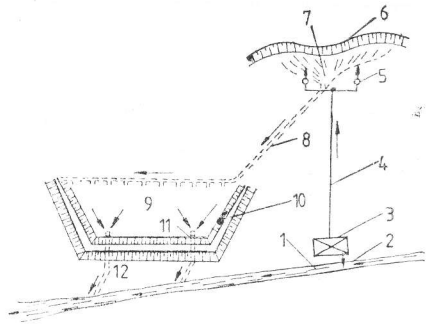


Fig. XVII.13. Instalație hidromecanizată alimentată direct cu apă pompată dintr-un rîu:

1 — rîu; *2* — priză de apă; *3* — casa pompelor; *4* — conductă de aducție; *5* — hidromonitoare; *6* — front de lucru; *7* — colectarea hidromasei; *8* — șanț de scurgere; *9* — bazin de decantare; *10* — diguri de pămînt; *11* — tuburi de preaplin; *12* — canale de scurgere a apei.

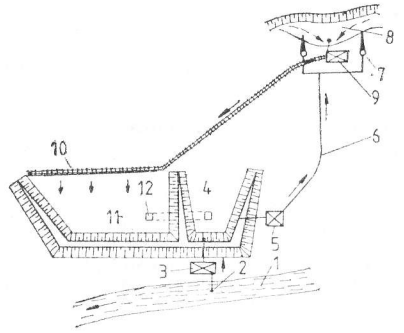


Fig. XVII.14. Instalație hidromecanizată cu apă prin recirculație:

1 — rîu; *2* — priză de apă; *3* — casa pompelor; *4* — bazin de limpezire; *5* — pompă de presiune; *6* — conducte de aducție; *7* — hidromonitoare; *8* — front de lucru; *9* — pompă de nămol; *10* — conducte de nămol; *11* — bazin de pompare; *12* — tuburi de preaplin.

În cazul unui cărbune tare și compact, acesta trebuie în prealabil dislocat prin lucrări cu explozivi. Cărbunele antrenat de curentul de apă proiectat de hidromonitoare

Tabelul XVII.18

Consumul de apă pentru spălarea și transportul diferitelor roci

Felul materialelor	Presiunea necesară [m H_2O]	Consumul de apă [m^3/m^3]		Panta minimă de scurgere [%]
		Spălare	Spălare și transport	
Nisip fin (0,15—0,5 mm)	25— 35	3— 5	5— 6	0,03—0,045
Nisip mărunt (0,5—1 mm)	30— 40	5— 7	6— 7	0,03—0,045
Nisipg răunțos (1—1,5 mm)	35— 45	6—10	10—12	0,04—0,050
Pietriș de riu	50— 70	10—20	15—25	0,08—0,110
Pămînt nisipos	40— 60	4— 6	5— 6	0,02—0,03
Pămînt ușor argilos	60— 80	4— 6	5— 6	0,02
Pămînt argilos	80—100	8—10	8—10	0,02
Loess	40— 60	2— 6	3— 6	0,02
Argilă grasă	100—120	8—12	8—12	0,02
Argilă compactă	120—150	12—15	12—15	0,02

este dirijat spre o pompă de pulpă și transportat prin conducte de oțel cu diametrul de 300 mm la uzina de preparare.

Exploatarea hidraulică la zi a cărbunilor se poate aplica în special la cărbunii inferiori, deoarece în acest caz se poate efectua în același timp dislocarea cărbunelui, transportul lui și concentrarea pe cale umedă.

4.1.2. HIDROMECANIZAREA APLICATĂ ÎN EXPLOATĂRI SUBTERANE

Procedeul de extragere și de transport hidromecanic a fost experimentat și aplicat pe scară industrială, cu rezultate bune, și în unele exploatări subterane de cărbuni și minereuri.

Față de consumul important de apă (minimum 300 m^3/h), procedeul de extragere și transport hidromecanizat nu se poate folosi decît în regiunile care dispun de mari cantități de apă (din rîuri, fluvii, lacuri etc.).

Pentru recuperarea unei părți din apa folosită pentru extragere și hidrotrasnsport, se poate aplica, în cazul unor regiuni sărace în apă, procedeul hidrodinamic cu recirculitarea apei.

4.1.3. CARACTERISTICI TEHNICE PRINCIPALE ALE UTILAJULUI INSTALAȚIILOR HIDROMECANICE

Hidromonitorul. Un hidromonitor bine calculat și construit trebuie: să producă un jet de apă continuu și compact; lungimea jetului de apă să fie suficient de mare; jetul de apă să poată fi dirijat cu ușurință în toată zona frontului de abataj.

Hidromonitoarele folosite în expioatăriie la zi sînt de două feluri: hidromonitoare cu bulon central și hidromonitoare cu rulment.

Hidromonitorul cu bulon central (fig. XVII.15). Este format dintr-o țeavă de formă conică *1* fixată cu un capăt de cotul superior *3* prin articulația sferică *6*, iar la celălalt capăt este prevăzută cu un ajutaj *7*. Prin țeavă se dirijează jetul de apă, iar pentru împiedicarea răsucirii lui, țeava are sudate în interiorul său trei nervuri longitudinale. Cotul superior *3* este prins de cotul inferior *2* care permite mișcarea în plan orizontal a țevii și, datorită articulației sferice *6*, mișcarea în plan vertical a acesteia. Cu celălalt capăt, cotul inferior se leagă la conducta de apă sub presiune. Prin cotul inferior se face și fixarea hidromonitorului pe sania *9*.

Cele două coturi sînt strînse între ele prin intermediul bulonului central *4*. Articulația *5* dintre cotul inferior și cel superior dă posibilitatea rotirii complete de 360°, la toate tipurile de hidromonitoare.

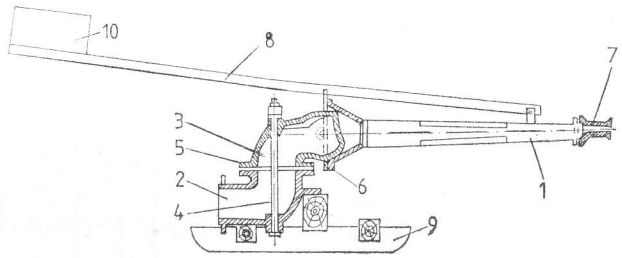


Fig. XVII.15. Hidromonitor cu bulon central.

Prin folosirea duzelor de diverse diametre se regîează debitul și presiunea de lucru a hidromonitoarelor. În mod obișnuit, diametrul duzei reprezintă 1/4—1/2 din diametrul gurii de intrare.

Dirijarea manuală a țevii hidromonitorului se face prin intermediul pîrghiei *8* care se fixează de țeavă. Pentru echilibrarea țevii și ușurarea manevrării hidromonitorului, pe pîrghie se fixează contragreutatea *10*.

La hidromonitoarele mari, rotirea țevii se face prin dispozitive speciale cu roți dințate acționate de electromotoare sau cu dispozitive hidraulice simple numite *deflectoare*.

Hidromonitorul cu rulment (fig. XVII.16). Se deosebește de hidromonitorul cu bulon central prin aceea că legătura între cele două coturi se face printr-o articulație specială cu rulmenți.

În tabelul XVII.19 sînt date caracteristicile constructive ale hidromonitoarelor.

Extragerea rocilor că hidromonitorul se poate face în două moduri:

— de pe berma superioară a frontului de lucru, caz în care hidromonitorul lucrează de sus în jos;

— de pe berma inferioară a frontului de lucru, cînd hidromonitorul lucrează de jos de la baza frontului de lucru, procedeu folosit la exploatarea la zi a cărbunilor.

Pentru scurgerea pulpei, pe talpa frontului de lucru se execută șanțuri de scurgere sau jgheaburi.

Diametrul ajutajului se stabileşte în funcţie de presiunea şi cantitatea de apă necesară a fi proiectată de către hidromonitor şi se determină cu formula:

$$F = \frac{Q}{\mu\sqrt{2g \cdot H}} \quad [m^2]$$

care dă secţiunea ajutajului;

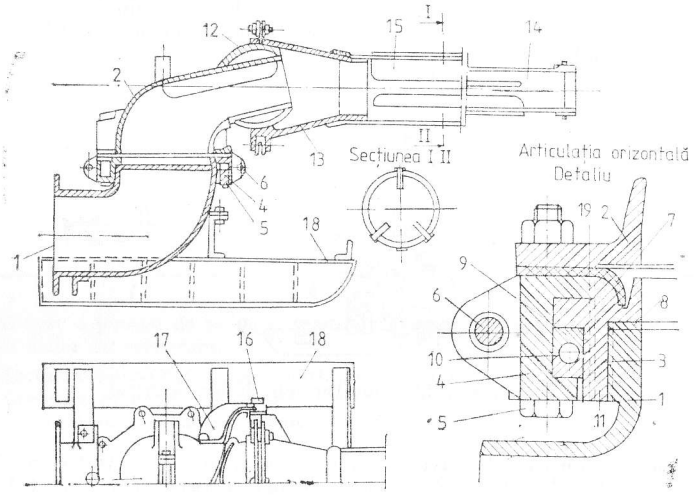


Fig. XVII.16. Hidromonitor cu rulment tip GM—2:
1 — cot inferior; *2* — cot superior; *3* — flanşă specială; *4* — rulment; *5—6*— buloane pentru prinderea rulmentului *4*: *7—8* — garnituri de piele; *9*— inelele rulmentului; *10* — bilele rulmentului; *11* — gaură practicată în flanşa *3*: *12*— articulaţie sferică; *13* — capăt lărgit: *14* — ţeavă; *15* — nervuri; *16*—semiaxe; *17* — suporţi; *18* — sanie metalică; *19* — şănţuleţ practicat în flanşa *3*.

— viteza jetului de apă la ieşirea din ajutaj se calculează cu formula:

$$v = \varphi\sqrt{2g \cdot H} \quad [m/s]$$

— cantitatea (debitul) de apă care iese din ajutaj în unitatea de timp, se deduce cu formula:

$$Q = \mu \cdot F\sqrt{2g \cdot H}, \quad [m^3/s]$$

În formulele de mai sus s-a notat cu:
F — secţiunea ajutajului, m^2;
Q — debitul de apă ce trece prin ajutaj, m^3/s (v. tabelul XVII.20);
v — viteza de ieşire a apei din ajutaj, m/s;
μ — coeficientul de debit al ajutajului: 0,90...0,94;

Tabelul XVII.19

Caracteristicile constructive ale hidromonitoarelor

Caracteristici	Tipul hidromonitorului											
	Cu buton central	GM—2 cu piese de tablă presată			GM—2 cu piese de fontă recoaptă				GMN—250		GMN—250S	
Diametrul gurii de intrare, mm	228	150	200	250	150	200	250	250	250	250	250	250
Distanţa de la flanşă la axa de rotaţie, mm	400	220	300	375	220	300	375	375	300	300	300	300
Lungimea ţevii, mm	2300	1400	1810	2210	1450	1810	2210	2210	2040	2040	2283	2283
Diametrele duzelor de lucru (trusa), mm	50 ; 62,5 75 ; 87,5 100	30 ; 40 50 ; 60 75	50 ; 60 75 ; 90 100	50 ; 60 75 ; 90 100 ; 110	30 ; 40 50 ; 60 75	50 ; 65 75 ; 90 100	50 ; 65 75 ; 90 100 ; 110	50 ; 65 75 ; 90 100 ; 110	50 ; 63,5 76 ; 88,5 102	50 ; 63,5 76 ; 88,5 102	52 ; 65 75 ; 90 105	52 ; 65 75 ; 90 105
Unghiul de ridicare şi coborâre, grade — în sus — în jos	47°30′ 27°30′	40 20	32 18	32 18	40 20	32 18	32 18	32 18	32 28	32 28	27 27	27 27
Presiunea admisibilă, bar	12—15	12	12	12	12	12	12	12	15	15	15	15
Masa (cu sanie), kg	422	135	218	305	155	242	346	346	175	175	187	187

φ — coeficientul de viteză al apei în ajutaj: 0,92...0,93;
g — accelerația gravitației: 9,82 m/s²;
H — presiunea apei în ajutaj, m H_2O.

Tabelul XVII.20

Debitul de apă ce trece prin ajutaj pentru $\mu = 0{,}90$, $\varphi = 0{,}93$ și pentru diferite presiuni

Presiunea efectivă	Viteza apei la ieșirea din ajutaj [m/s]	Diametrul ajutajului [mm]					
		50		75		102	
		l/s	m³/h	l/s	m³/h	l/s	m³/h
20	18,4	36	129	80	288	143	515
30	22,5	44	158	98	353	177	637
40	26,0	51	184	113	406	204	735
50	29,1	57	206	126	454	228	820
60	31,8	62,5	225	138	496	250	900
70	34,4	67,5	243	150	540	270	973
80	36,8	72	259	160	576	288	1038
90	39,0	76,5	275	170	612	306	1100
100	41,2	80,5	290	180	648	322	1160
125	46,0	90,5	326	200	720	361	1300
150	50,4	99,0	356	219	790	396	1425

Curba teoretică a jetului de apă este o parabolă a cărei lungime se poate determina cu relația:

$$l = \frac{v^2}{g} \sin 2\alpha \quad [\text{m}]$$

α fiind unghiul de înclinare al țevii hidromonitorului față de orizontală, în grade.

Ținînd seama că $v = \varphi\sqrt{2g \cdot H}$, formula de mai sus devine:

$$l = 2\varphi^2 H \sin 2\alpha \quad [\text{m}]$$

Distanța maximă de aruncare a jetului de apă corespunde pentru $\alpha = 45°$ și este:

$$l_{max} = 1{,}73H \quad [\text{m}]$$

Practica a arătat că jetul de apă păstrează o energie cinetică suficientă pentru a dezagrega rocile respectiv substanțele minerale utile pe o distanță de cel mult: $0{,}3l_{max}$. Aceasta trebuie să fie practic distanța optimă de așezare a hidromonitorului față de frontul de abataj.

În tabelul XVII.21 se indică distanța de azvîrlire teoretică a jetului de apă și distanța optimă de așezare a hidromonitorului în funcție de presiunea apei la ieșirea din ajutaj.

Tabelul XVII.21

Distanța optimă de așezare a hidromonitorului în funcție de presiunea apei la ieșirea din ajutaj

Presiunea apei în ajutaj, m H_2O	20	30	40	50	60	70	80	90	100	120	150
Distanța optimă de așezare a hidromonitorului, m:	10,4	15,3	20,7	26,0	31,2	36,3	41,4	46,7	51,8	62,4	78,0

Pompele de apă. Pompele folosite în mod curent la instalațiile hidromecanice pentru obținerea de apă sub presiune sînt de tip centrifugal, cu una sau mai multe trepte (8—16 palete la rotor).

Puterea teoretică a pompei este:

$$N_t = Q \cdot H \quad [\text{kW sau CP}]$$

Puterea necesară la axul pompei este:

$$N = \frac{Q \cdot H}{75\,\eta} \quad [\text{CP}] = \frac{0{,}736\,Q \cdot H}{75\eta} \quad [\text{kW}]$$

unde: Q este debitul pompei, l/s; H — presiunea, mH_2O; η — randamentul pompei: 0,83...0,92.

În hidromecanizare se folosesc pompe cu debite de 250—3 600 m³/h, pentru înălțimi de refulare de 24—200 m, cu puterea necesară la ax de 50—720 kW.

Pompele de pulpă (noroi). Sînt tipuri speciale de pompe centrifugale construite astfel încît să poată aspira și refula un amestec de apă cu părți solide de diferite roci (pulpă), conținînd bucăți de dimensiuni pînă la 150—200 mm.

Principiul de funcționare al pompei de pulpă este identic cu acela al pompelor centrifugale de apă, iar caracteristicile acestora privind puterea, debitul și presiunea, rămîn valabile și pentru pompele de pulpă.

Particularitățile caracteristice ale construcției pompelor de pulpă, față de cele de apă sînt:

— prezența unui blindaj special de protecție din alte aliaje dure pe suprafața rotorului, corpului interior al pompei și pe cămașa axului motor sau fabricarea acestora din oțeluri speciale;

— un număr mai redus de palete pe rotor (3—4 față de 8—16 la pompele de apă).

Debitul pompelor de pulpă și a presiunii de refulare se calculează cu formulele:

$$Q_1 = \frac{Q \cdot \gamma}{\gamma_1} \quad \text{și} \quad H_1 = \frac{H \cdot \gamma}{\gamma_1}$$

în care: Q este debitul pompei de pulpă la lucru cu apă, l/s;
Q_1 — debitul pompei de lucru cu pulpă, l/s;
H — presiunea pompei de pulpă la lucru cu apă, mH_2O;
H_1 — presiunea pompei de noroi la lucru cu pulpă, mH_2O;
γ — greutatea specifică a apei;
γ_1 — greutatea specifică a pulpei.

Greutatea specifică a pulpei γ_1 se determină cu formula:

$$\gamma_1 = \frac{\gamma_2 + n \cdot \gamma}{1 + n}$$

în care: γ_2 este greutatea specifică a terenului de extras (în masă compactă);
n — numărul de părți de apă la 1 parte teren (în volum), iar $1/n$ este indicele pulpei (raportul între partea solidă și lichidă = 1/16... 1/12 pentru instalațiile de pulpă).

Hidroelevatoarele. Sînt aparate bazate pe principiul antrenării masei de pulpă printr-un curent suplimentar de apă sub presiune, care are o viteză mai mare decît aceea a curentului de pulpă. Transmiterea de energie a apei sub presiune se face direct, fără ajutorul vreunor mecanisme intermediare. Hidroelevatoarele funcționează deci pe principiul ejectoarelor cu curent de apă.

Debitul unui hidroelevator depinde de raportul sub care se prezintă dimensiunile ajutajului și ale camerei de amestec, de distanța între ele și de presiunea cu care iese apa din ajutaj.

Hidroelevatoarele au un randament redus (0,05—0,25), ceea ce implică un mare consum de apă sub presiune. Ele se folosesc totuși în practică la hidrotransportul pulpei deoarece: 1) apa sub presiune este ieftină, la instalațiile care folosesc căderea naturală; 2) înălțimea de refulare a pulpei este relativ mică (5—10 m); 3) pot transporta bucăți mari de rocă (peste dimensiunile curente la pompele de pulpă).

Raportul dintre înălțimea de ridicare a pulpei cu hidroleevatoarele și mărimea presiunii din instalația hidraulică este de 1/5... 1/10.

Conductele. Se deosebesc două categorii de conducte: a) pentru rețeaua de apă sub presiune, care alimentează hidromonitoarele și hidroelevatoarele; b) pentru rețeaua de pulpă.

Rețeaua de apă sub presiune constă din următoarele părți componente: linia magistrală care aduce apa de la stația de pompe sau de la rezervorul de alimentare, pînă la incinta exploatării la zi sau a șantierului de lucru; linia de distribuție a sectoarelor de lucru, care se leagă de la conducta magistrală; rețeaua de lucru a fronturilor de abataj, care reprezintă derivații din linia de distribuție și servește la alimentarea hidroelevatoarelor și hidromonitoarelor.

Linia magistrală este fixă și constă din tuburi metalice de oțel. Liniile de distribuție și de lucru sînt semi-fixe și constau din tuburi de oțel sudate sau trase.

Conductele de pulpă sînt confecționate din oțel de bună calitate pentru a rezista la uzură datorită părțiior solide din pulpă. Pe traseul lor, atunci cînd relieful este oarecum accidentat, se montează, la punctele superioare de schimbare a pantei, supape de aer, iar la cele inferioare, guri de purjare. Primele servesc la eliminarea pungilor de aer de pe traseul conductei, iar secundele, pentru evacuarea sterilului atunci cînd pompa de pulpă sau elevatorul ar înceta să funcționeze.

Diametrul interior al conductelor se determină cu formula:

$$d = \sqrt{\frac{4Q}{\pi \cdot v}} \quad [\text{m}]$$

în care: d este diametrul interior al conductei, m; Q — debitul de apă, m³/s; v — viteza de mișcare a apei in conductă, m/s (1,5—5,0 m/s).

Presiunea apei la ieșirea din hidromonitor sau hidroelevator (presiunea efectivă) este egală cu diferența dintre presiunea manometrică H_m înainte de hidromonitor respectiv hidroelevator și pierderile de presiune din hidromonitor respectiv hidroelevator H_h sau cu diferența dintre presiunea produsă de pompă (în cazul presiunii artificiale) H_p și pierderile de presiune pe conductă H_c și din hidromonitor respectiv hidroelevator, adică:

$$H = H_m - H_h \ [\text{m}] \text{ sau } H = H_p - H_c - H_h \ [\text{m}]$$

Valorile lui H_h se stabilesc prin încercări de către uzinele respective, iar cele ale lui H_c, cu ajutorul formulei:

$$H_c = 0{,}001\,482\,5 \frac{Q^2}{d^{5{,}33}} \quad [\text{m}]$$

în care: H_c reprezintă pierderile de presiune pe unitatea de lungime a conductei;
Q — debitul de apă al conductei, m³/s;
d — diametrul interior al conductei, m.

Hidrotransportul. Constă din deplasarea materialului steril (roci respectiv substanțe minerale utile) cu ajutorul unui curent de apă. Se deosebesc: hidrotransport fără presiune sau prin gravitație, în jgheaburi obișnuite sau cu șicane (sluișuri) sau canale: b) hidrotransport cu presiune, prin conducte speciale de pulpă, cu ajutorul pompelor de pulpă sau al hidroelevatoarelor.

Vitezele medii ale curentului de pulpă, necesare *transportului prin gravitație* al particulelor de rocă de diferite dimensiuni, sînt date în tabelul XVII.22.

Tabelul XVII.22

Vitezele medii ale curentului de pulpă (în jgheaburi și canale) pentru deplasarea particulelor de rocă de diferite dimensiuni

Diametrul particulei [mm]	Viteza medie a curentului de pulpă [m/s]	Diametrul particulei [mm]	Viteza medie a curentului de pulpă [m/s]
0,2	0,19	50	1,2
0,4	0,20	75	1,6
0,6	0,22	100	2,0
1,0	0,25	125	2,2
10,0	0,50	150	2,3
25,0	0,80	175	2,5

Înclinarea jgheaburilor cu șicane (sluișuri) la exploatările de aluviuni metalifere este de 0,03—0,15.

Consumul specific de apă (în m³) la 1 m³ de steril, la transportul prin gravitate, în jgheaburi, este dat în tabelul XVII.23.

La *hidrotransportul cu presiune*, pentru ca părțile solide să nu se depună în interiorul conductelor, viteza curentului de pulpă v trebuie să aibă anumite valori minime, care se pot calcula cu formula empirică: $v = 8\,d \ldots 10\,d$ [m/s], d fiind diametrul interior al conductei, m.

Tabelul XVII.23

Consumul specific de apă la transportul prin gravitație în jgeaburi pentru diferite roci

Denumirea rocii	m³ de apă la 1 m³ rocă
Teren vegetal	1...2
Teren argilos	1...3
Nisip mic	3...3,5
Argilă	4...5
Nisip cuarțos	4...5
Pietriș de rîu mic	6...6
Pietriș de rîu mare	6...8

Practica a stabilit că vitezele necesare de mișcare a pulpei în conducte, în funcție de natura rocilor transportate și de diametrul conductei, la o densitate maximă a pulpei, au valorile din tabelul XVII.24.

Tabelul XVII. 24

Viteza de circulație a pulpei în conducte (m/s)

Diametrul conductei de pulpă [m]	Roci argiloase	Nisip cu conținut de fracțiuni argiloase de la 30—70%	Nisip și pietriș cu conținut mic de fracțiuni argiloase
0,250	1,6	2,0	2,5
0,300	1,8	2,1	2,8
0,350	2,0	2,2	3,0
0,400	2,2	2,4	3,2
0,450	2,3	2,6	3,3
0,500	2,5	3,0	3,8
0,600	2,7	3,2	4,0

4.2. PROCEDEUL BAZAT PE ACȚIUNEA STATICĂ A APEI

Fenomenul măririi volumului apei prin înghețare a fost folosit în unele cariere de roci de construcție omogene și nefisurate (granite, calcare etc), pentru detașarea de blocuri de dimensiuni mari. Operația constă în executarea unor găuri de mină sau de sondă prealabile, apropiate, verticale și paralele cu suprafața liberă a blocului care

urmează a fi detașat. În aceste găuri se introduce apă, care prin înghețare își mărește volumul, exercitînd astfel o presiune destul de mare asupra pereților respectivi pe care îi crapă. Găurile fiind situate la distanțe relativ mici, fisura produsă le străbate pe toate producînd detașarea blocului.

4.3. PROCEDEUL BAZAT PE ACȚIUNEA DE DIZOLVARE A APEI

În substanțe minerale solubile în apă, cum sînt sarea gemă și sărurile de potasiu, se pot executa cu ajutorul apei, tăieturi și lucrări de deschidere (galerii, puțuri etc.), precum și lucrări de exploatare a zăcămintelor respective (a se vedea secțiunea Exploatări miniere în subteran).

XVIII. EXPLOZIVI MINIERI

Prof. dr. ing. DUMITRU FODOR

1. GENERALITĂȚI

1.1. SCURT ISTORIC

Evoluția explozivilor este strîns legată de dezvoltarea industriei miniere. Cel mai vechi tip de exploziv a fost pulberea neagră descoperită cu multe secole în urmă pe teritoriul Chinei, și folosită pentru focuri de artificii. În secolul XI popoarele arabe utilizează pulberea neagră în scopuri militare, iar în tehnica minieră este semnalată în 1627, cînd pulberea neagră s-a folosit la săparea unei galerii în sudul Cehoslovaciei.

În 1831 englezul *William Bickford* fabrică fitilul cu miez de pulbere neagră, denumit ulterior fitil *Bickford*, folosit în operațiile de împușcare, iar în 1867 *Alfred Nobel* obține dinamita, asociind nitroglicerina cu un absorbant — kieselgurul — și capsele detonante cu ajutorul cărora asigură detonarea dinamitelor și folosirea lor în scopuri industriale.

În același an suedezii *Iohann Ohlsson* și *Iohann Norrbin* finalizează rețeta explozivilor pe bază de azotat de amoniu.

În 1877 prof. Le *Chattelier* și *Mallard*, descoperind proprietățile explozive ale amestecului metan-aer, propun rețeta explozivilor antrigrizutoși.

În 1935 cercetările efectuate în S.U.A. pun bazele unui nou sort de exploziv constituit din amestecul azotatului de amoniu cu diferite adaosuri carburante, cu denumirea de *Akromite*.

În țara noastră, cercetările efectuate au condus la folosirea explozivilor de siguranță antigrizutoși A.G.C. și A.G.S. și a explozivilor termorezistenți, TR—1. Pentru eliminarea unor rateuri ce pot surveni ca urmare a preparării necorespunzătoare, în cariere și în mine, a amestecurilor explozive simple (azotat de amoniu cu motorină), s-a trecut la fabricarea pe scară industrială a azotatului de amoniu tehnic poros, special pentru prepararea explozivilor, precum și la producția de serie a explozivului *Nitramon*, care prezintă o siguranță mărită în manipulare și utilizare.

Semnalăm, de asemenea, punerea la punct și fabricarea în țara noastră, în ultimii ani, a două tipuri de șlamuri explozive — Nitrogel 3 și Nitrogel G—80, folosite cu bune rezultate la extragerea rocilor tari în cariere.

1.2. NOȚIUNI ASUPRA EXPLOZIEI ȘI SUBSTANȚELOR EXPLOZIVE

Explozia reprezintă procesul de transformare chimică sau fizică extrem de rapidă a unor substanțe, însoțit de o transformare la fel de rapidă a energiei lor potențiale în lucru mecanic.

Lucrul mecanic este rezultatul creșterii volumului de gaze formate în momentul exploziei și creșterii instantanee a presiunii și temperaturii lor.

După caracterul și natura transformării substanței, exploziile pot fi:

— explozii fizice;

— explozii chimice;

— explozii nucleare.

Explozia fizică se caracterizează prin efectuarea unui lucru mecanic datorită modificării stării fizice a substanței, fără schimbarea structurii și compoziției chimice. De exemplu destinderea unui gaz aflat sub presiune etc.

Explozia chimică se caracterizează prin efectuarea unui lucru mecanic datorită transformării integrale a elementelor participante în reacție, cum este reacția de transformare chimică explozivă a nitroglicerinei:

$$4C_3H_5(ONO_2)_3 = 12CO_2 + 10H_2O + 6H_2 + 83{,}7 \text{ kcal/mol-gram.}$$

Exploziile nucleare sînt caracterizate prin reacții în lanț, cu formarea unor elemente noi.

În etapa actuală în industria minieră se utilizează pe scară mare exploziile chimice.

1.3. SUBSTANȚE EXPLOZIVE

Sînt denumite *substanțe explozive* compușii chimici sau amestecul mai multor compuși chimici care, sub influența unui impuls exterior, pot suferi transformări chimice rapide cu degajare de căldură, formare de gaze puternic încălzite, capabile să efectueze un lucru mecanic.

După structura chimică, explozivii sînt încadrați în două grupe:

— explozivi pe bază de compuși chimici;

— explozivi pe bază de amestec a compușilor chimici.

În grupa explozivilor pe bază de compuși chimici sînt cuprinși:

— nitroderivați aromatici ca: trotilul (trinitrotoluol) $C_7H_5(NO_2)_3$, acidul picric (trinitrofenol) $C_6H_2(NO_2)_3OH$ etc.;

— nitroderivați alifatici, ca: hexogenul $C_3H_6N_6O_6$ ș.a.;

— esteri ai acidului azotic: nitroglicerina $C_3H_5(ONO_2)_3$ etc.;

— săruri ale acidului azotic, ca: azotatul de amoniu NH_4NO_3, azotatul de sodiu $NaNO_3$ etc.;

— săruri ale acidului fulminic, fulminatul de mercur $Hg(CNO)_2$, sărurile acidului azothidric — azotura de plumb $Pb(N_3)_2$ etc.

Explozivii constituiți din amestecul compușilor chimici cuprind marea majoritate a explozivilor minieri: dinamita, astralita, explozivii de siguranță antigrizutoși ș.a.

Procesul exploziei ca și energia degajată se fundamentează pe reacțiile chimice de oxidare a elementelor carburante — carbonul și hidrogenul conținute în compoziția explozivilor, oxidarea efectuîndu-se cu ajutorul oxigenului conținut în molecula substanței explozive.

Exploziile sînt însoțite de un efect sonic foarte puternic, întrucît unda detonantă care se propagă prin masa explozivului se transmite mediului înconjurător sub formă de undă sonără.

Din analizele transformărilor sau reacțiilor chimice care au loc se desprind următoarele particularități specifice ale substanțelor explozive:

— substanțele explozive sînt sisteme chimice foarte instabile, ceea ce favorizează producerea reacției explozive;

— în compoziția lor sînt cuprinse toate elementele necesare reacției chimice explozive și în primul rînd oxigenul care oxidează elementele carburante C și H;

— în timpul exploziei se degajă o cantitate mare de căldură;

— viteza mare cu care se propagă reacția explozivă permite obținerea lucrului mecanic la valori ridicate, într-un timp extrem de scurt.

Transformarea chimică a substanțelor explozive poate să decurgă sub trei forme: 1) *detonație*, 2) *transformare chimică lentă* și 3) *ardere*.

— Pentru detonație caracteristic este obținerea unei mari cantități de energie pe seama propagării undei detonante în masa explozivului cu o viteză de ordinul miilor de metri pe secundă și transformarea chimică tot atît de rapidă a substanței explozive.

— Transformarea chimică lentă reprezintă un proces care decurge la temperaturi mai joase față de temperatura de aprindere a explozivului.

— Arderea este un proces în cadrul căreia transformarea chimică se propagă pe seama transmiterii de căldură prin masa explozivului.

Pentru scopurile producției forma de transformare chimică necesară dislocării rocilor este detonația.

Explozivii industriali au în compoziția lor următoarele elemente componente:

Oxidanți — substanțe cu un conținut de oxigen în exces, care în timpul exploziei se consumă pentru oxidarea elementelor carburante. În calitate de oxidanți se folosesc: *azotatul de amoniu* (NH_4NO_3), *nitratul de potasiu* (KNO_3), *nitratul de sodiu* ($NaNO_3$), *cloratul de potasiu* ($KClO_3$), *percloratul de potasiu* ($KClO_4$), *percloratul de sodiu* ($NaClO_4$).

Carburanți — componenți în stare lichidă sau solidă, bogați în carbon și hidrogen, cum ar fi de exemplu *praful de cărbune, rumegușul de lemn, pulberea de aluminiu*, care se oxidează ușor și degajă în timpul reacției explozive cantități mari de căldură. Substanțele carburante sînt incluse în compoziția explozivilor cu scopul de a mări cantitatea de energie degajată în timpul exploziei.

Sensibilizatori — substanțe introduse în compoziția explozivilor pentru creșterea sensibilității lor față de preluarea și transmiterea detonației, cum sînt: *nitroglicerina, nitroglicolul, hexogenul, trotilul* ș.a.

Stabilizatori — substanțe introduse în compoziția explozivilor pentru asigurarea stabilității lor chimice și fizice, ca de ex. *praful de cretă* pentru dinamită și *rumegușul de lemn* pentru astralită.

Adaosuri flegmatizoare — substanțe care reduc din sensibilitatea explozivilor față de acțiunile mecanice și asigură posibilitatea de manipulare și utilizare a explozivilor în condiții mai mari de securitate, ca: *vaselina, parafina, talcul* etc.

Substanțe inhibitoare — cuprinse numai în compoziția explozivilor de siguranță antigrizutoși, cu scopul de a coborî temperatura de explozie și a micșora probabilitatea aprinderii amestecului mentan-aer și a amestecului praf de cărbune-aer din minele grizutaoase. Astfel de substanțe sînt: *clorura de sodiu, clorura de amoniu, clorura de potasiu* etc.

1.4. REACȚII CHIMICE EXPLOZIVE, BILANȚUL DE OXIGEN ȘI TOXICITATEA GAZELOR DE EXPLOZIE

În urma reacției chimice explozive rezultă o cantitate mare de gaze ca: CO_2, H_2O, CO, N, NO_2, N_2O_4, S, H_2S și SO_2 denumite *produse* sau *gaze de explozie*.

Gradul de periculozitate a explozivilor din punct de vedere al formării gazelor toxice în timpul exploziei se stabilește cu ajutorul bilanțului de oxigen.

Bilanțul de oxigen al unei substanța explozive reprezintă indicele cantității de oxigen aflat în compoziția explozivului, față de cantitatea necesară pentru oxidarea completă a tuturor elementelor carburante, incluse în compoziția explozivului.

În funcție de cantitatea de oxigen conținută de substanța explozivă, bilanțul de oxigen poate fi: egal cu zero, pozitiv sau negativ.

Bilanțul de oxigen se consideră egal cu *zero*, atunci cînd cantitatea de oxigen din compoziția susbstanței explozive este egală cu cantitatea de oxigen necesară oxidării complete a elementelor carburante din substanțele explozive date. În urma reacției explozive se formează CO_2 + apă și o degajare de azot liber.

Atunci cînd bilanțul de oxigen este *negativ*, ca în cazul trotilului, oxidarea este incompletă și reacția decurge cu formare de oxid de carbon toxic și uneori cu degajare de carbon elementar.

Substanța explozivă are un bilanț *pozitiv* atunci cînd cantitatea de oxigen din compoziția acesteia este în exces. Reacția decurge cu degajare de oxigen liber ca în cazul nitroglicerinei.

Calculul tuturor explozivilor moderni se face pentru bilanțul de oxigen nul sau puțin pozitiv, asigurînd astfel un efect maxim al exploziei și formarea unei cantități minime de gaze toxice (CO, NO_2 și NO) în produsele de explozie. Valorile numerice ale bilanțului de oxigen pentru diferite substanțe explozive și pentru cîteva substanțe carburante care intră în compoziția explozivilor sînt date în tabelul XVIII.1.

În urma exploziei, se degajă în atmosfera minei gaze — oxid și bioxid de carbon, azot, hidrogen sulfurat, bioxid de sulf, vapori de apă și mercur etc., care au diferite grade de toxicitate.

În calculele care se fac se include suma gazelor toxice, ținînd seama de gradul lor de toxicitate, motiv pentru care se apelează la așa numitul *oxid de carbon convențional*, care reprezintă de fapt recalcularea toxicității gazelor în raport cu toxicitatea oxidului de carbon luat ca etalon de comparație, după următoarea ecuație:

$$CO = x \cdot CO + 4{,}2 \cdot y \cdot NO_2 + 5{,}7 \cdot z \cdot SO_2 + 3{,}0 \cdot u \cdot H_2S$$

în care: x, y, z și u reprezintă cantitățile moleculelor de gaze în produsele de explozie;

4,2; 5,7; 3,0 — coeficienți care indică toxicitatea gazelor respective în comparație cu oxidul de carbon.

Normativele în vigoare din țara noastră admit folosirea în subteran numai a acelor explozivi care dezvoltă gaze toxice recalculate în CO convențional de maximum:

60 l/kg exploziv, în minele de minereuri;

50 l/kg exploziv, în minele de cărbuni;

30 l/kg exploziv, în minele de sare.

Tabelul XVIII.1

Bilanțul de oxigen al unor substanțe

Denumirea substanței	Valoarea bilanțului de oxigen în raport cu greutatea moleculară a substanței [%]
Azotat de amoniu	+ 20
Nitroglicerină	+ 3,5
Dinamită obișnuită cu 62% nitroglicerină	+ 3,4
Dinamită cu 62% greu congelabilă	+ 1,8
Then	— 10,1
Fulminat de mercur	— 11,3
Hexogen	— 21,6
Nitrocelulozā	— 33,5
Acid picric	— 45,4
Tetril	— 47,4
Teneres	— 56,0
Trotil	— 74,0
Hîrtie	—116,1
Făină de lemn	—125,0
Coji de semințe de bumbac	—132,3
Dinitronaftalină	—139,4
Turtă de coji de semințe de bumbac	—151,2
Turbă	—153,0
Stuf	—154,5
Asfaltit	—329,0
Parafină	—345,4

Determinarea gazelor nocive rezultate prin explozie se efectuează în camere speciale cu un volum de circa 6 m³, în care se explodează încărcătura de exploziv. Aceasta este introdusă în tuburi de oțel burate la capete pentru a da posibilitatea explozivilor să efectueze un lucru mecanic. Imediat după explozie se colectează probe de gaze în vederea determinării calității și cantității de gaze nocive.

1.5. NOȚIUNI DE BAZĂ ASUPRA DETONAȚIEI SUBSTANȚELOR EXPLOZIVE

Reacțiile chimice ce se propagă prin masa explozivului cu diferite viteze sînt denumite *reacție de ardere, transformare chimică lentă* sau *detonație*.

Cea mai mare importanță o prezintă detonația, întrucît numai sub această formă de propagare a reacției chimice se dezvoltă energia explozivă maximă.

Procesul de propagare a detonației prin masa explozivului este explicat mai corect de *teoria hidrodinamică a detonației*.

Detonația are loc în zona reacțiilor chimice intense fiind provocată de acțiunea unei unde dinamice de șoc care se propagă prin masa explozivului cu o viteză de ordinul miilor de metri pe secundă. Unda dinamică de șoc pătrunde în masa explozivului sub impulsul de inițiere pe care-l dezvoltă explozia capsei detonante, încălzește primele strate de exploziv la temperaturi foarte ridicate și provoacă la rîndul său începerea sau inițierea unei noi reacții explozive. În felul acesta, energia produsă de reacția chimică explozivă a primelor strate de exploziv provoacă în continuare o acțiune analogă celei produse de capsa detonantă, determinînd în acest mod propagarea reacțiilor chimice și a undei dinamice de șoc. Atît produsele de explozie cît și unda dinamică sînt transmise particulelor alăturate sub formă de *șocuri* sau *impulsuri dinamice*.

Caracteristic procesului de detonație este faptul că în orice fracțiune de timp, în reacție participă un strat foarte subțire din masa explozivului, sub acțiunea presiunii undei de șoc. Temperatura foarte ridicată ca și întreaga cantitate de energie degajată pe seama reacțiilor chimice întreține viteza de propagare și amplitudinea undei dinamice de șoc.

Frontul reacțiilor chimice explozive împreună cu frontul undei de șoc formează zona cunoscută sub denumirea de *undă detonantă* sau *frontul undei detonante*.

Parametrii undei detonante sînt : *viteza de detonație, viteza de propagare a produselor de detonație* care se formează în spatele undei detonante, *presiunea în frontul undei detonante, densitatea produselor de explozie* și *temperatura*. Dintre acestea, viteza de detonație este cea mai importantă, iar valoarea ei este în funcție de caracteristicile energetice ale explozivului.

În tabelul XVIII.2 sînt redați parametrii detonației pentru unele substanțe explozive.

Tabelul XVIII.2

Parametrii detonației pentru unele substanțe explozive

Substanța explozivă	Densitatea S.E. [g/cm³]	Viteza de detonație [km/s]	Viteza de propagare a produselor detonației [km/s]	Densitatea produselor detonației [g/cm³]	Presiunea în frontul undei detonante	
					kgf/cm²	N/cm²
Nitroglicerină	1,6	8,4	2,1	2,12	$3 \cdot 10^5$	$9,8 \cdot 3 \cdot 10^5$
Hexogen	1,69	8,34	2,08	2,24	$3 \cdot 10^5$	$9,8 \cdot 3 \cdot 10^5$
Tetril	1,63	7,41	1,87	2,16	$24 \cdot 10^4$	$9,8 \cdot 24 \cdot 10^4$
Trotil	1,6	7	1,75	2,12	$2 \cdot 10^5$	$9,8 \cdot 2 \cdot 10^5$
Astralită	1,0	4,8	1,2	1,33	$59 \cdot 10^3$	$9,8 \cdot 59 \cdot 10^3$

Determinarea vitezei de detonație. Pe cale experimentală există mai multe procedee de determinare a vitezei de detonație. Dintre acestea mai folosite sînt :

— procedeul bazat pe folosirea unei coloane explozive și
— procedeul comparativ.

În primul caz se introduc, transversal și perpendicular pe axa coloanei explozive, două sau mai multe fire metalice (sonde) plasate la anumite distanțe unele de altele.

Prin explozia coloanei de exploziv cu ajutorul unei capse detonante, unda explozivă rupe firele sau sondele respective. Se măsoară cu ajutorul unui milisecundometru timpul (t) în care s-a produs ruperea firelor. Cunoscîndu-se distanța (s) între fire, se determină viteza de detonație cu relația :

$$v = \frac{s}{t} \text{ [m/s]}$$

În al doilea caz — determinarea vitezei de detonație se face prin compararea cu un exploziv a cărui viteză de detonație este cunoscută.

1.6. FACTORII CARE INFLUENȚEAZĂ VITEZA ȘI STABILITATEA DETONAȚIEI

Detonația explozivilor decurge de obicei cu o viteză constantă pentru fiecare tip de exploziv. Odată cu schimbarea granulometriei elementelor componente, diametrului și densității cartușului, rezistenței învelișului ș.a. viteza și stabilitatea detonației se modifică. Pe aceste considerente cunoașterea gradului de influență a fiecăruia din factorii menționați asupra stabilității detonației are o importanță deosebită pentru desfășurarea lucrărilor de împușcare cu o eficiență și securitate maximă.

Diametrul și învelișul cartușului. Studiile și experimentările făcute pentru o densitate oarecare a explozivului au arătat că începînd de la o anumită valoare a diametrului — denumit *diametru limită* (d_l) — viteza de detonație rămîne constantă, iar dacă pentru aceeași încărcătură explozivă se alege un diametru mai mic decît diametrul limită, viteza de detonație se reduce, și pentru valori mai mici ale diametrului — denumit *diametru critic* (d_c) — detonația devine instabilă (fig. XVIII.1).

Corelația dintre viteza de detonație (v) și diametrul încărcăturii (d) este dată de relația :

$$v = v_i \left(1 - \frac{a}{d}\right)$$

în care : a este lățimea zonei reacției chimice explozive ;

v_i — viteza ideală de detonație.

Din relația de mai sus rezultă că odată cu creșterea diametrului încărcăturii (d) crește și viteza de detonație (v) și se apropie în mod asimptotic de o valoare maximă (v_i) (fig. XVIII.1).

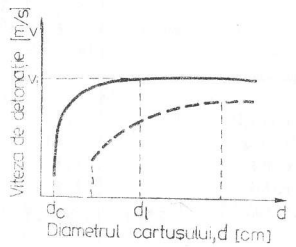


Fig. XVIII.1. Influența diametrului încărcăturii de exploziv asupra vitezei de detonație.

Valorile diametrului critic (d_c) și diametrului limită (d_l) pot fi mult reduse dacă încărcătura explozivă este prevăzută cu un înveliș, care contribuie atît la creșterea timpului de împrăștiere radială a produselor detonației din zona de reacție, cît și la reducerea vitezei undei de destindere radială.

Densitatea substanțelor explozive. Aceasta influențează în mod diferit atît valoarea diametrului critic cît și viteza de detonație. Pentru explozivii constituiți dintr-un singur

component (trotil, hexogen, then ș.a.) creșterea densității determină reducerea diametrului critic.

Pentru explozivii pe bază de amestecuri, cum este astralita, creșterea densității determină pentru început reducerea diametrului critic (d_c) și apoi creșterea acestuia.

O corelație similară există și între densitatea explozivilor și viteza de detonație.

În practică se folosesc curent noțiunile de *densitate de încartușare* și *densitate de încărcare*.

Densitatea de încartușare reprezintă raportul dintre masa explozivului și volumul ocupat de acesta, ținîndu-se seama de porozitatea care trebuie să se respecte în tehnologiile de fabricare a cartușelor explozive.

Densitatea de încărcare este raportul dintre greutatea substanței explozive și volumul camerei de încărcare (gaură de mină, gaură de sondă).Densitatea de încărcare se exprimă în g/cm^3 sau în t/m^3.

În practică o mare importanță o are, de asemenea, *coeficientul de încărcare*, care este o valoare adimensională și reprezintă gradul de umplere a găurii de mină, găurii de sondă, camerei etc. cu o substanță explozivă, prin care se înțelege raportul dintre volumul încărcăturii și volumul camerei de încărcare. Valoarea numerică a acestui coeficient este subunitară.

Viteza de detonație mai este influențată de : *umiditate*, *puterea impulsului* și *finețea de măcinare a elementelor componente* ;

— umiditatea mărită a explozivului, în mod deosebit la explozivii higroscopici, reduce viteza de detonație, iar la valori ridicate conduce la deflagrare sau rateu ;

— puterea impulsului inițial dacă este mai mică decît cea necesară, conduce de asemenea la deflagrare sau rateu ;

— cu cît finețea de măcinare este mai mare și cu cît amestecul este mai perfect, cu atît viteza de detonație este mai mare și invers.

2. CARACTERISTICILE TERMODINAMICE ȘI VERIFICAREA EXPLOZIVILOR

2.1. CARACTERISTICILE TERMODINAMICE ALE EXPLOZIVILOR

Principalele caracteristici termodinamice ale explozivilor, denumite *caracteristici energetice*, se referă în esență la aprecierea capacității energetice a exploziei considerată ca unul din principalele criterii de comparație a calității explozivilor industriali. Aceste caracteristici sînt : căldura de explozie, temperatura de explozie, presiunea de explozie, presiunea de detonație, potențialul explozivului și brizanța.

2.1.1. CĂLDURA DE EXPLOZIE

Este denumită cantitatea de energie termică pe care o degajă 1 kg sau 1 moleculă de substanță explozivă.

Căldura de explozie poate fi determinată pe cale teoretică sau experimentală. În calitate de condiție standard se adoptă temperatura de 0°C sau 18°C și presiunea de 1 kgf/cm² (daN/cm²).

Calculul căldurii de explozie se bazează pe *legea lui Hess* potrivit căreia, efectul termic rezultat în urma transformării sistemului depinde numai de starea lui inițială și finală :

$$Q_{E1} + Q_{E2} = Q_{E3}$$

unde :

Q_{E1} este căldura formării explozivului la volum constant, kcal/g · mol ; (tabelul XVIII.3) ;

Q_{E2} — căldura de explozie, kcal/g. mol sau kJ/g · mol ;

Q_{E3} — căldura produselor exploziei, kcal/g · mol.

În consecință căldura de explozie va fi :

$$Q_{E2} = Q_{E3} - Q_{E1} \quad \text{[kcal/g·mol] sau [kJ/g·mol]}$$

Tabelul XVIII.3

Căldura de formare a substanțelor explozive și accesorii la volum constant

Substanța	Formula chimică	Greutatea moleculară [kgf/k mol]	Bilanțul de oxigen	Căldura de formare	
				kcal/g. mol	kJ/g.mol
Azotat de amoniu	NH_4NO_3	80	+ 20	84,75	355
Azotat de sodiu	$NaNO_3$	85	+ 47,1	111,7	453
Azotat de potasiu	KNO_3	101	+ 39,6	93,2	490
Clorat de potasiu	$KClO_3$	122	+ 39,2	93,2	—
Trotil	$C_7H_5(NO_2)_3$	227	— 74	17,5	56
Tertirl	$C_6H_2(NO_2)_4NCH_3$	287	— 47	—9,91	—41
Hexogen	$C_3H_6N_6O_6$	222	— 21,6	—20,86	—87
Nitroglicerină	$C_3H_5(ONO_2)_3$	222	+ 3,5	83,7	350
Nitroglicol	$C_2H_4(ONO_2)_2$	152	0	55,7	—
Celuloză	$C_{10}H_6O_6$	162	—118,5	226	964
Făină de lemn	$C_{15}H_{22}O_{10}$	362	—137	—	2007
Apă	H_2O	18	0	57,8	282
Bioxid de carbon	CO_2	44	—	94,5	393
Oxid de carbon	CO	28	— 57	27,2	113
Oxid de azot	NO	30	+ 53	— 21	—90
Bioxid de azot	N_2O_4	92	+ 69	—	—12
Metan	CH_4	16	—399	—	74
Oxid de aluminiu	Al_2O_3	102	0	98,1	1668
Oxid de calciu	CaO	56	0	150	631
Carbonat de sodiu	$NaCO_3$	106	0	—	1127
Clorură de potasiu	KCl	74,5	0	—	436
Clorură de sodiu	NaCl	58,5	0	—	410

Calculul cantității de căldură pe care o poate dezvolta explozia 1 kg de substanță explozivă se efectuează în final cu ajutorul relației :

$$Q'_{E2} = \frac{Q_{E_2} \cdot 1\,000}{M} \text{ [kcal/kg] sau [kJ/kg]}$$

în care : M este greutatea moleculară a explozivului.

Pe cale experimentală, căldura de explozie se determină cu ajutorul unui calorimetru de construcție adecvată.

Exemplu de calcul. Să se determine căldura de explozie a nitroglicolului, pentru care reacția chimică de transformare este următoarea :

$$C_2H_4(ONO_2)_2 = 2\ CO_2 + 2\ H_2O + N_2$$

Potrivit relației de mai sus, căldura de explozie a nitroglicolului va fi :

$$Q_{E_2} - 2Q_{CO_2} + 2\ Q_{H_2O} = Q_{NIT}$$

Q_{NIT} fiind căldura formării nitroglicolului : 55,7 kcal/g. mol = 233 kJ/g. mol.

Introducînd valorile căldurii de formare a produselor de explozie și a nitroglicolului (tabelul XVIII.3) în relația de mai sus, se obține :

$$Q_{E_2} - 2 \cdot 94{,}51 + 2 \cdot 57{,}8 - 55{,}7 = 248{,}25 \text{ kcal/g·mol} = 1037 \text{ kJ/g·mol}$$

$$Q'_{E_2} = \frac{248{,}25 \cdot 1000}{152} = 1630 \text{ kcal/kg} = 6813 \text{ kJ/kg}.$$

2.1.2. TEMPERATURA DE EXPLOZIE

Reprezintă temperatura maximă pînă la care pot fi încălzite produsele de explozie. Stabilirea pe cale experimentală a temperaturii produselor de explozie se poate face cu ajutorul analizelor spectrale. Teoretic însă se poate determina temperatura de explozie prin calcul, dacă se cunoaște reacția chimică după care are loc descompunerea explozivului.

Temperatura gazelor de explozie se calculează cu relația :

$$t = \frac{Q_E}{C_v}$$

în care :

Q_E este căldura de explozie, kcal/g · mol ;

C_v — căldura specifică a produselor de explozie la volum constant.

$$C_v = a + b \cdot t \text{ [kcal/mol · °C]}$$

unde :

a este valoarea căldurii specifice a gazelor la $t = 0$°C ;

b — coeficient care ține seama de creșterea căldurii specifice a gazelor odată cu creșterea temperaturii.

Înlocuind pe C_v în în relația de mai sus, se obține ecuația :

$$t = \frac{Q_E}{a + bt} \quad \text{respectiv :} \quad bt^2 + at - Q_E = 0$$

de unde :

$$t = \frac{-a + \sqrt{a^2 + 4bQ_E}}{2b}$$

Căldura specifică a citorva gaze în funcție de temperatură (cal/mol · °C) se poate determina cu formulele :

- pentru gaze biatomice (CO) : $4{,}8 + 4{,}3 \cdot 10^{-4} t$;
- pentru gaze triatomice (NO_2) : $7{,}2 + 4{,}5 \cdot 10^{-4}\ t$;
- pentru gaze poliatomice (NH_3) : $10 + 4{,}5 \cdot 10^{-4}\ t$;
- pentru vapori de apă (H_2O) : $4{,}0 + 21{,}5 \cdot 10^{-4}\ t$;
- pentru bioxidul de carbon (CO_2) : $9{,}0 + 5{,}8 \cdot 10^{-4}\ t$.

În vederea determinării căldurii specifice a gazelor de explozie, se însumează căldura specifică degajată de fiecare gaz în parte, după care se obține valoarea celor doi parametri a și b.

Exemplu de calcul. Să se determine temperatura de explozie a trotilului a cărui reacție chimică explozivă este :

$$2C_7H_5(NO_2)_3 = 5H_2O + 7CO + 7C + 3N_2$$

— Căldura de explozie a trotilului este de 223,6 kcal/g. mol.
— Căldura specifică medie a produselor de explozie pentru CO și N_2 :

$$C_v = 5(4{,}8 + 0{,}00043\ t) = 24{,}0 + 0{,}0023\ t,\ \text{cal/mol·°C}.$$

— Căldura specifică medie pentru H_2O :

$$C_v = 2{,}5\ (4{,}0 + 0{,}00215\ t) = 10{,}0 + 0{,}0054\ t,\ \text{cal/mol.°C}.$$

— Căldura specifică medie pentru C :

$$C_v = 3{,}5.\ 6{,}4 = 22{,}4\ \text{cal/mol.°C}.$$

Însumînd valorile reeșite din calcul se obține căldura specifică pentru produsele de explozie a trotilului.

$$\Sigma C_v = 56{,}4 + 0{,}0077\ t$$

În consecință, $a = 56{,}4$; $b = 0{,}0077$.
Introducînd valorile lui a și b se obține temperatura gazelor de explozie.

$$t = \frac{-56{,}4 + \sqrt{56{,}4^2 + 4 \cdot 0{,}0077 \cdot 223{,}6 \cdot 1000}}{2 \cdot 0{,}0077} = 3000\,°\text{C}.$$

2.1.3. VOLUMUL PRODUSELOR DE EXPLOZIE

Cu cît volumul de gaze rezultate în urma exploziei este mai mare cu atît transformarea energiei explozivului în lucru mecanic este mai mare.

Volumul gazelor de explozie se determină pe cale experimentală, iar teoretic pe baza legii lui *Avogadro*.

Tabelul XVIII. 4

Valorile parametrilor termodinamici

Tipul explozivului	Reacția de transformare explozivă	Volum de gaze [l/kg]	Temperatura de explozie [°C]	Căldura de explozie kcal/kg	Căldura de explozie kJ/kg
Nitroglicerină	$4\ C_3H_5(ONO_2)_3 = 12\ CO_2 + 10\ H_2O + 6N_2 + O_2$	715	4100	1560	6520
Nitroglicol	$C_2H_2(ONO_2)_2 = 2\ CO_2 + 2\ H_2O + N_2$	738	4200	1700	7106
Trotil	$2\ C_7H_5(NO_2)_3 = 5\ H_2O + 7\ CO + 7\ C + 3N_2$	750	2950	1010	4222
Azotat de amoniu	$2\ NH_4NO_3 = 4\ H_2O + 2\ N_2 + O_2$	980	1950	375	1567
Dinitronaftalină	$C_{10}H_6(NO_2)_2 = CO + 3\ H_2O + 3\ N_2 + 9\ C$	750	2400	596	2491
Hexogen	$C_3H_6N_6O_6 = 3\ H_2O + 3\ CO + 3\ N_2$	890	3800	1300	5434
Ten	$C_5H_8(ONO_2)_4 = 4\ H_2O + 3CO_2 + 2CO + 2N_2$	790	4000	1420	5436
Tetril	$2C_6H_2(NO_2)_4NCH_3 = 5\ H_2O + 6\ CO + 8\ C + 5\ N_2$	740	3900	1163	4861
Astralită	$C_7H_5(NO_2)_3 + 10,5\ NH_4NO_3 = 23,5\ H_2O + 7\ CO_2 + 12\ N_2$	896	2680	940	3929

Potrivit legii lui *Avogadro*, gazele de explozie aduse în condiții normale de temperatură și presiune (temperatura 0°C sau 273 K și presiunea de 760 mm Hg) dispun de același volum molecular — 22,4 m³/kmol.

Volumul de gaze format de explozia 1 kmol dintr-o substanță explozivă oarecare va fi:

$$V_0 = 22{,}4\,\Sigma n$$

unde:

n este suma cantităților de molecule gram pentru gazele de explozie.

Volumul de gaze dat de explozia a 1 kg de substanță explozivă, denumit și *volum specific*, se determină cu relația:

$$V_0' = \frac{22{,}4(n_1 + n_2 + \ldots n_n)1\,000}{m_1M_1 + m_2M_2 + \ldots m_n \cdot M_n} \quad [\mathrm{dm^3/kg}]$$

în care

n_1, n_2, n_3 — reprezintă cantitatea moleculelor-gram aferente produselor de expozie ((tabelul XVIII.4);

m, m_2, m_3 — cantitățile moleculelor-gram aferente părților componente ale explozivului (tabelul XVIII.4);

M_1, M_2, M_3 - — greutatea moleculară a elementelor componente din masa explozivului (tabelul XVIII.3).

Exemplu de calcul. Să se calculeze volumul produselor de explozie rezultate la explozia 1 kg de astralită Reacția chimică de transformare explozivă pentru astralită este următoarea:

$$C_7H_5(NO_2)_3 + 10{,}5\ NH_4\ NO_3 = 23{,}5\ H_2O + 7\ CO_2 + 12\ N_2$$

$$V_0' = \frac{22{,}4(23{,}5 + 7 + 12)\cdot 1000}{1\cdot 227 + 10{,}5\cdot 80} = 896\ \mathrm{dm^3/kg}$$

2.1.4. PRESIUNEA GAZELOR DE EXPLOZIE

Presiunea de explozie este presiunea pe care gazele rezultate din descompunerea unei substanțe explozive o exercită asupra pereților golului în care are loc explozia.

Ea se poate determina cunoscînd volumul gazelor de explozie, temperatura absolută a gazelor de explozie și densitatea de încărcare a explozvului, după relația:

$$P = \frac{P_0 \cdot V_0 \cdot T \cdot \Delta}{273(1 - 0{,}001 \cdot V_0 \cdot \Delta)} \quad [\mathrm{kgf/cm^2}] \text{ sau } [\mathrm{daN/cm^2}]$$

în care:

P_0 este presiunea corespunzătoare stării normale, fizice; $P_0 = 1{,}0333$ kgf/cm² = = 760 mm Hg;

V_0 — volumul gazelor de explozie la temperatura de 0°C și presiunea de 760 mm Hg;

T — temperatura absolută a gazelor de explozie (grade Kelvin);

Δ — densitatea de încărcare a unei găuri de mină, g/cm³;

$$\Delta = \frac{G}{V} \quad [\mathrm{g/cm^3}]$$

unde: G este greutatea explozivului;
V — volumul găurii de mină.

Exemplu de calcul. Să se determine presiuea gazelor de explozie a trotiluiui, ținînd seama de faptul că 1 kg de troltil degajă 750 l gaze, cu o temperatură de 2950°C.

— Presiunea gazelor de explozie pentru densitatea de încărcare $\Delta = 0{,}8$ g/cm³,

$$P = \frac{1{,}0333\cdot 750\cdot 2950\cdot 0{,}8}{273(1-750\cdot 0{,}001\cdot 0{,}8)} = 16\,750\ \mathrm{kgf/cm^2} = 164\,317\ \mathrm{N/cm^2}$$

— Pentru densitatea de încărcare $\Delta = 1{,}1$ g/cm³,

$$P = \frac{1{,}0333\cdot 750\cdot 2950\cdot 1{,}1}{273(1-750\cdot 0{,}001\cdot 0{,}8)} = 56\,000\ \mathrm{kgf/cm^2} = 549\,360\ \mathrm{N/cm^2}.$$

Se observă că odată cu creșterea densității de încărcare cu aproape 40%, presiunea gazelor de explozie crește de aproape 3 ori.

Presiunea gazelor de explozie mai poate fi calculată cu relațiile:

$$P = \frac{f \cdot \Delta}{1 - \alpha \cdot \Delta} \quad [\mathrm{kgf/cm^2}]$$

unde: $f = \frac{n}{G} \cdot 0{,}0848(273 + t)\left[\mathrm{kgf/cm^2} \cdot \frac{\mathrm{dm^3}}{\mathrm{kgf}}\right]$ sau $\left[\mathrm{at} \cdot \frac{\mathrm{dm^3}}{\mathrm{kgf}}\right]$ este forța explozivă;

t — temperatura de explozie.

$$\alpha = \frac{n}{G} \cdot \frac{22{,}42}{1\,000} \quad [\mathrm{l/kg}]$$

Fiecare exploziv are anumite valori pentru α. Pentru explozivii cu bază de azotat de amoniu $\alpha = 0{,}8 \ldots 0{,}95$ dm³/kgf

n — numărul de molecule gazoase. 1 Moleculă gazoasă este cantitatea de gaz care ocupă volumul de 22,42 l la temperatura de 0°C și presiunea de 760 Hg.

Cu această relație se obțin date destul de exacte pentru explozivii obișnuiți.

2.1.5. FORȚA EXPLOZIVĂ SAU PRESIUNEA SPECIFICĂ DE EXPLOZIE

Forța explozivă sau presiunea specifică de explozie este presiunea exercitată de gazele rezultate din explozia a 1 kg de exploziv într-un spațiu închis de 1 l (dm³) capacitate (energia specifică a substanței explozive).

Considerînd formula simplificată a gazelor perfecte :

$$P(V - V_0) = n \cdot R\,(273 + t^\circ)$$

forța explozivă f are prin definiție valoarea dată de expresia :

$$f = n \cdot R\ (273^\circ + t^\circ) = n \cdot 0{,}0848\ (273^\circ + t^\circ)\ \left[\text{kgf/cm}^2 \cdot \frac{\text{dm}^3}{\text{kgf}}\right]$$ — pentru cazul

cînd greutatea explozivului $G = 1$ kgf.

În relațiile de mai sus notațiile reprezintă :

P — presiunea absolută a gazelor la temperatura : $T = 273^\circ + t^\circ$, kgf/cm² ;

V — volumul gazelor la temperatura $T = 273^\circ + t^\circ$, litri (l) ;

V_0 — covolumul gazelor $= n \cdot \frac{22{,}42}{1\,000}$ adică a mia parte din volumul aceleiași cantități de gaz la temperatura de 0°C și presiunea de 760 mm Hg, l ;

n — numărul de molecule gazoase ;

R — constanta universală a gazelor $= \frac{1{,}033 \cdot 22{,}42}{273} = 0{,}0848$

2.1.6. PRESIUNEA DE DETONAȚIE

Presiunea de detonație este presiunea pe care o au gazele rezultate din descompunerea explozivului în interiorul spațiului parcurs de unda explozivă. Acest spațiu, egal cu lungimea undei explozive, este mai mic decît 10^{-4} mm.

Ea se calculează în practică cu relația :

$$P = \frac{1}{6}\,\frac{\delta \cdot v^2}{g}\ [\text{kgf/cm}^2]$$

în care : δ este greutatea specifică a explozivului, kgf/ dm³ ;

v — viteza de detonație, cm/s ;

g — accelerația gravitației = 9,81 cm/s².

Pentru dinamita 1, care are $\delta = 1{,}53$ kgf/dm³ și $v = 6500$ m/s, presiunea de detonație este :

$$P = \frac{10}{6} \cdot \frac{1{,}53 \cdot 6\,500^2}{981} = 110\,000 \text{ kgf/cm}^2$$

2.1.7. POTENȚIALUL EXPLOZIVILOR

Potențialul unui exploziv este lucrul mecanic produs de gazele rezultate din descompunerea explozivului din momentul exploziei pînă la detenta lor completă.

Criteriul de bază pentru măsurarea potențialului substanțelor explozive îl constituie căldura degajată de reacția chimică explozivă, sau energia potențială a exploziei, exprimată cu relația :

$$E = Q_v \cdot Q \quad [\text{kcal}] \text{ sau } [\text{kJ}]$$

în care :

Q_v este căldura exploziei, kcal/kg (kJ/kg) ;

Q — cantitatea de exploziv, kg.

Energia potențială reprezintă energia totală a unui exploziv care poate fi realizată în condiții ideale, fără pierderi de natură chimică, termică sau mecanică. Practica arată că energia exploziei utilizată pentru dislocarea rocilor reprezintă doar 5—10 % din potențialul ei inițial.

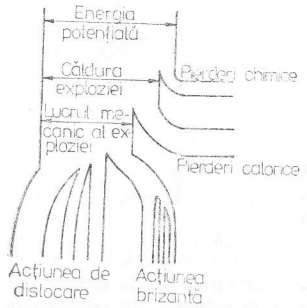


Fig. XVIII.2. Bilanțul energiei potențiale și formele ei de utilizare.

În fig. XVIII.2 este prezentat schematic bilanțul energiei potențiale a exploziei și formele ei de utilizare pentru realizarea diferitelor acțiuni. Din această schemă rezultă că lucrul mecanic produs de explozie acționează asupra masivului de roci sub două forme :

— acțiune brizantă sau de mărunțire denumită și *acțiune locală* ;

— acțiune de dislocare.

Acțiunea brizantă este denumită *acțiunea exploziei realizată la contactul exploziv-rocă*, de unde și denumirea de acțiune locală. Ea reprezintă o parte relativ redusă din energia explozivă degajată, iar raza de acțiune reprezintă 2 — 2,5 din raza încărcăturii explozive.

A doua formă de acțiune, denumită *acțiunea de dislocare* a exploziei, are ca efect formarea pilniilor sau craterelor de rupere, pentru realizarea cărora se consumă cea mai mare parte din energia exploziei.

Criteriul de apreciere pentru acțiunea de dislocare a exploziei îl reprezintă *cantitatea de energie degajată de exploziv raportată la greutatea acestuia.*

Teoretic lucrul mecanic se poate determina cu relația cunoscută :

$$\tau = 427 \cdot Q \quad [\text{kgf} \cdot \text{m}]$$

în care : 427 kgf · m/kcal este echivalentul mecanic al căldurii ;

Q — căldura de explozie, kcal.

Practic potențialul explozivului se determină cu proba Tranzl.

2.2. VERIFICAREA EXPLOZIVILOR

Materialele explozive ca și mijloacele de inițiere trebuie verificate la recepția lor, în perioada de garanție și ori de cîte ori este necesar.

Pentru aprecierea proprietăților care caracterizează eficiența tehnică a explozivilor, se fac verificări experimentale asupra vitezei de detonație, brizanței și potențialului explozivului, iar pentru unele sorturi de explozivi trebuie determinate căldura, volumul, temperatura și presiunea gazelor de explozie.

Explozivii mai sînt verificați la sensibilitate față de impulsurile termice, șocuri mecanice și frecare, sensibilitate față de impulsurile de inițiere precum și pentru stabilitățile lor chimice și fizice.

2.2.1. DETERMINAREA VITEZEI DE DETONAȚIE

Cea mai simplă și răspîndită metodă de determinare a vitezei de detonație este *metoda D'Autriche*, care se bazează pe compararea vitezei de detonație a fitilului detonant, care este de 6 000— 8000 m/s, cu viteza de detonație necunoscută a explozivului experimentat.

În acest scop din încărcătura explozivă se ia o anumită cantitate ce se introduce într-un tub metalic *1* (fig. XVIII.3) cu lungimea de 300 mm și diametrul de 30 mm. Tubul metalic este prevăzut cu două orificii laterale în care se introduc capetele *2* și *7* ale unui segment de fitil detonant cu lungimea totală *L*. Partea de mijloc *5* a fitilului detonant se așează pe o placă de plumb *3*.

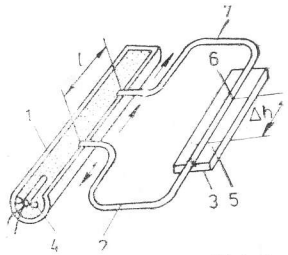


Fig. XVIII.3. Metoda *D'Autriche* de determinare a vitezei de detonație.

După explozia capsei electrice *4*, unda detonantă formată, propagîndu-se prin masa explozivului, provoacă detonarea succesivă a fitilului detonant, mai întîi în partea stîngă *2* și apoi în partea dreaptă *7*. Undele detonante formate în circuitul stîng *2* și cel drept al fitilului *7* se întîlnesc în punctul *6*. În acest punct *6* de întîlnire a undelor detonante, presiunea crește considerabil, iar ca rezultat, pe placa de plumb *3* se formează o adîncitură admisă ca reper.

Notînd timpul de propagare a detonației prin circuitul stîng al fitilului pînă în punctul de întîlnire al undelor *6* cu t_s, timpul din circuitul drept cu t_d, iar timpul de propagare prin masa explozivului t_{ex} rezultă că:

$$t_s = t_{ex} + t_d$$

Dacă se notează cu L lungimea totală a fitilului detonat, viteza de detonație a acestuia cu v_f, lungimea explozivului situat între capetele fitilului cu l, distanța de la mijlocul fitilului *5* la punctul de întîlnire a undelor *6* cu Δh și viteza necunoscută a explozivului cu v_e, rezultă următoarele expresii matematice pentru t_s, t_{ex} și t_d:

$$t_s = \frac{\frac{1}{2} L + \Delta h}{v_f}$$

$$t_{ex} = \frac{l}{v_e}$$

$$t_d = \frac{\frac{1}{2} L - \Delta h}{v_f}$$

Făcînd înlocuirile în expresia de mai sus și efectuînd transformările în raport cu v_e se obține:

$$v_e = v_f \frac{l}{2\Delta h} \quad [\text{m/s}]$$

Metoda *D'Autriche* pentru determinarea vitezei de detonație a explozivilor este simplă dar insuficient de precisă. Metodele noi de determinare a vitezei — cronograful optic cu oscilograf, metodele electronice etc., se utilizează mai mult în activitatea fabricilor și institutelor de specialitate.

Exemplu de calcul. Să se determine viteza de detonație a explozivului cunoscînd următoarele date:
v_f — viteza de detonație a fitilului detonant = 6800 m/s;
l — lungimea explozivului situat între capetele fitilului = 350 mm;
Δh — distanța între mijlocul fitilului (*5*) și punctul de întîlnire a undelor (*6*) = 220 mm.
Înlocuind valorile în relația:

$$v_e = v_f \frac{l}{2\Delta h} = \frac{6800 \cdot 350}{2 \cdot 220} = 5410 \text{ m/s}.$$

2.2.2. DETERMINAREA BRIZANȚEI

Brizanța unui exploziv se poate estima în mod practic cu proba *Hess*. Un cilindru din plumb, cu diametrul de 40 mm și înălțimea 60 mm, se așază în poziție verticală pe o placă de oțel. Deasupra cilindrului de plumb se montează un disc circular de oțel, pe care se fixează un cilindru din carton, în care se introduc 50 g din explozivul supus verificării.

Înălțimea cilindrului de plumb se măsoară, înainte și după explozie, în patru puncte diametral opuse.

Diferența dintre înălțimea inițială și înălțimea rezultată după explozie, exprimată în milimetri, reprezintă brizanța explozivului verificat.

Metodologia standardizată în țara noastră prevede utilizarea unui cartuș cu o greutate de 100 g provenite din cel puțin 5 cartușe din proba de încercat și confecționat corespunzător la diametrul de 40 mm așezat pe o coloană, constituită din doi cilindri de plumb suprapuși *B*, fiecare avînd diametrul de 40 mm și înălțimea de 30 mm, așezați pe o placă metalică suport *A* (fig. XVIII.4). Peste cilindri se așază două rondele *C*, de oțel, deasupra cărora se găsește cartușul de exploziv *D*, prevăzut la partea superioară cu o capsă detonantă electrică nr. 8 cu tub din cupru, *E*.

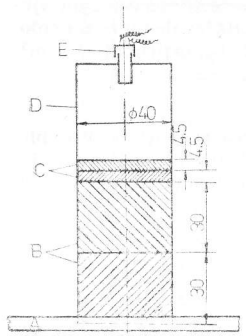


Fig. XVIII.4. Aparat pentru proba *Hess*.

După detonarea cartușului, se măsoară cu cît s-au turtit cei doi cilindri față de înălțimea lor inițială și cu cît s-a turtit numai cilindrul din plumb inferior. Se face diferența între înălțimile inițiale și cele de după explozie ale ambilor cilindri și a celui de jos, din care rezultă turtirea cilindrilor în mm, ceea ce reprezintă brizanța explozivului încercat. Rezultatul final se stabilește prin media aritmetică obținută după efectuarea unui număr de două verificări care reprezntă brizanța explozivului. Pentru caracterizarea explozivilor s-a mai propus calculul brizanței *B* a explozivilor, după următoarea relație:

$$B = \frac{f \cdot \delta \cdot v}{10^6}$$

în care: f este forța explozivă, $\text{kgf/cm}^2 \cdot \frac{\text{dm}^3}{\text{kgf}}$;

δ — greutatea specifică a explozivului, kgf/dm^3;

v — viteza de detonație, m/s.

2.2.3. DETERMINAREA POTENȚIALULUI EXPLOZIVILOR

a. **Determinarea potențialului cu ajutorul probei Trauzl.** Aprecierea potențialului (capacității de lucru) cu proba *Trauzl* se face în felul următor (fig. XVIII.5): într-un bloc de plumb de formă cilindrică, cu diametrul și înălțimea de 20 cm, se execută prin perforare o gaură cilindrică cu diametrul de 2,5 cm, adîncimea de 12,5 cm și volumul inițial V_0 de 61,3 cm³, în care se detonează o încărcătură de 10 g din explozivul al cărui

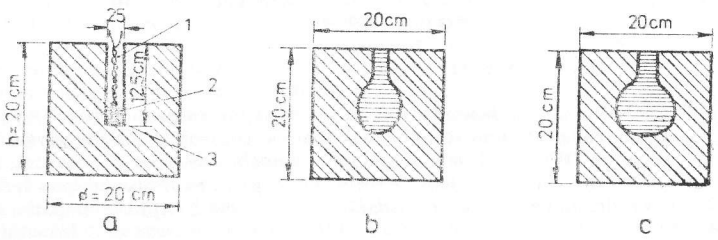


Fig. XVIII.5. Proba *Trauzl*:

a — înainte de explozie; *b* — după explozia încărcăturii de pulbere neagră; *c* — probă în care a explodat dinamita; *1* — nisip cuarțos; *2* — capsă detonantă; *3* — exploziv.

potențial se cere a fi determinat. Volumul V rezultat după explozie se măsoară cu ajutorul unei cantități de apă turnată dintr-o eprubetă gradată. Capacitatea de lucru a explozivului va fi dată de diferența dintre volumul final V și cel inițial V_0, exprimat în cm³.

$$V' = V - V_0 \quad [cm^3]$$

Coeficientul potențialului reprezintă raportul dintre valoarea potențialului explozivului luat ca etalon de comparație, (de exemplu astralita — 350 cm³ sau dinamita II — 400 cm³) și valoarea aceluiași parametru al explozivului expriementat obținut cu proba *Trauzl* — V — cm³.

$$e = \frac{350}{V}$$

Coeficientul potențialului este utilizat pentru calculul consumului specific de exploziv sau recalcularea acestui parametru atunci cînd intervine schimbarea explozivului.

Pentru măsurători practice se ia ca unitate de comparație volumul V' al deformației produse de explozia a 10 g acid picric, care este de 420 cm³.

Rezultatele obținute cu proba *Trauzl* pentru explozivii folosiți în România sînt date în tabelul XVIII.5.

Dezavantajul probei *Trauzl* constă în faptul că deformarea cavității din blocul de plumb nu oferă o apreciere calitativă asupra capacității de lucru pentru diferiți explozivi. De asemenea, pentru noile sorturi de explozivi (șlamuri explozive, amestecuri simple pe bază de azotat de amoniu ș.a.) proba *Trauzl* nu este edificatoare, întrucît valorile potențialului, obținute, sînt mult mai mici în comparație cu potențialul de dislocare al acestor

Tabelul XVIII. 5

Caracteristicile principale ale explozivilor industriali și minieri folosiți în România

Denumirea explozivului	Greutate specifică [kgf/dm³]	Temperatura de explozie t [°C]	Viteza de explozie v [m/s]	Forța explozivă, f $\left[\frac{l}{at.\ kg}\right]$	Proba Trauzl pt. 10 g exploziv [cm³]	Proba Hess: turtirea ambilor cilindri [mm]	Proba Hess: turtirea cilindrului inferior [mm]	Brizanța, $B = \frac{f \cdot \delta \cdot v}{10^8}$	Căldura de explozie pt. 1 kg exploziv [kcal]	Volumul de gaze pt. 1 kg exploziv la 0° și 760 mm Hg. [l]	Potențialul pt. 1 kg exploziv în 1000 [kg f. m]
Pulbere neagră	1,2	2380	max. 400	2810	nemă-surabil	—	—	1,35	665	278	283,95
Nitroglicerină	1,6	3150	7450	12240	550	—	—	145,9	1455	715	621,88
Dinamită gelatină sau gomă	1,63	3205	7800	12285	600	25	4	156,2	1540	710	657,58
Dinamită I	1,53	3450	6600	8900	400	19,4	4	88,11	1300	660	555,1
Dinamită II	1,50	3120	6150	9180	400	18	3,5	84,68	1135	860	481,64
Dinamită III	1,50	2920	6100	10180	375	19	3	93,15	1020	870	435,54
Astralită	1,10	2680	4800	10170	350	16	4	53,69	940	900	401,38
Trinitrotoluen	1,6	2820	6700	8080	285	—	—	86,62	950	690	405,65
Fulminat de mercur	4,42	4350	4500	5530	110	—	—	110	357	316	152,43

explozivi în condițiile de producție ; de aceea, pentru determinarea potențialului explozivilor se folosesc și alte metode : proba pe mortiere balistice, proba pentru realizarea pîlniilor sau craterelor de rupere și proba după echivalentul în trotil.

b. **Proba de mortiere balistice.** Mortierul balistic constă dintr-un cilindru masiv de oțel pendular suspendat de niște tije metalice (fig. XVIII.6). În corpul mortierului se află o cameră de explozie cu volumul V_e și o cameră de detentă cu volumul V_d în care se introduce un proiectil sau piston metalic. În urma exploziei unei încărcături de 10 g de exploziv pistonul este împins din mortier pînă la o anumită distanță, iar mortierul, datorită reculului, se deplasează în sensul opus, cu o înclinare α față de poziția verticală. Capacitatea de lucru a explozivului se apreciază în funcție de distanța la care a fost împins pistonul și valoarea unghiului de recul α a mortierului. Datele obținute sînt comparate cu cele ale unui exploziv etalon care, de obicei, este trotilul.

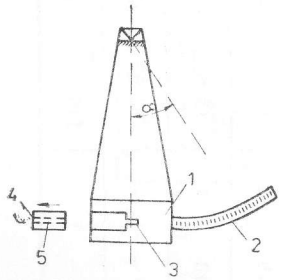


Fig. XVIII.6. Mortier balistic :

1 — mortier ; *2* — riglă ; *3* — cameră pentru exploziv amorsat cu o capsă ; *4* — proiectil ; *5* — canal pentru reoforii capsei.

Lucrul mecanic pe care-l dezvoltă produsele de explozie poate fi calculat cu ajutorul relației :

$$A_M = M \cdot l \left(1 + \frac{M}{m}\right)(1 - \cos \alpha) \quad [\text{kgf} \cdot \text{m}]$$

în care : M este greutatea mortierului ;
l — lungimea pendulului de care este suspendat mortierul ;
m — greutatea pistonului ;
α — unghiul de recul al mortierului.

c. **Determinarea capacității de lucru cu ajutorul craterelor de rupere.** Metoda constă în măsurarea volumului craterului format într-un poligon cu nisip după explodarea unei încărcături explozive. Tehnologia de lucru constă în amplasarea la o adîncime oarecare W a unor încărcături egale în greutate, pentru diferite tipuri de exploziv supuse verificării. După explozie, se măsoară dimensiunile craterelor formate și se face raportul dintre volumul craterului realizat de explozivul propus pentru verificare, față de volumul realizat de un exploziv etalon (de exemplu astralita).

Metoda este simplă și dă posibilitatea verificării unor încărcături mari de exploziv.

d. **Aprecierea capacității de lucru a explozivilor după echivalentul de trotil.** Proba constă în determinarea cantității de exploziv care poate dezvolta o capacitate de lucru (A) sau o cantitate de căldură (Q_e) echivalentă cu cantitatea încărcăturii de trotil, luat ca etalon.

Echivalentul în trotil, m, se determină pe baza raportului dintre căldura degajată de 1 kg din explozivul analizat (Q_x) față de cantitatea de căldură degajată de 1 kg de trotil (Q_T) sau raportul dintre capacitatea de lucru dată de aceeași cantitate de exploziv (A_x) față de capacitatea de lucru a trotilului (A_T). Deci :

$$m = \frac{Q_x}{Q_T} \quad \text{sau} \quad m = \frac{A_x}{A_T}$$

e. **Determinarea gazelor de explozie.** O substanță explozivă prin descompunere dă naștere la diferite gaze și uneori și la reziduri solide. În general aceste gaze constau din : CO_2, CO, N, H_2O, H_2, O_2, CH_4, NH_3, H_2S, SO_2, Cl, cianuri etc.

În tabelul XVIII.6 sînt date cantitățile de gaze ce rezultă din descompunerea unor explozivi.

Tabelul XVIII.6

Cantitățile de gaze rezultate din descompunerea unor explozivi

Denumirea explozivului	100 g exploziv produce prin explozie gaze [l]						Reziduuri [g]
	CO_2	H_2O	N_2	O_2	Diverse gaze	Total	
Pulbere neagră	135	—	85	—	58	278	599
Dinamită gomă (92% nitroglicerină, 8% fulmicoton)	334	271	154	1	—	760	—
Dinamită I	247	236	140	28	—	651	168

Dintre gazele rezultate în urma exploziei sînt vătămătoare : oxidul de carbon, compușii nitroși, cianurile, acizii clorhidric și sulfuric și oxizii de sulf, chiar și în cantități mici.

Ca reziduri solide ce rămîn după explozie se menționează : sulfați, sulfiți, sulfuri, carbonați, cloruri, acizi metalici etc.

2.2.4. DETERMINAREA ALTOR PARAMETRI AI EXPLOZIVILOR

În acțiunea de verificare a explozivilor mai apare necesitatea determinării următorilor parametri : umiditate, densitate, sensibilitate la detonație, stabilitate chimică, siguranță în cursul manipulării.

a. **Determinarea umidității.** Se face în special la explozivii pe bază de azotat de amoniu și nitroglicerină. Pentru aflarea acestui parametru se ia o probă de 10 g exploziv, se introduce într-o fiolă cu dop rodat și se usucă într-o etuvă la 50°C, pînă ajunge la greutate constantă. După uscare proba se cîntărește cu o balanță analitică, iar umiditatea se determină cu relația :

$$U = \frac{G - G_1}{G} \cdot 100 \quad [\%]$$

în care :
$G = 10$ g este greutatea explozivului înainte de uscare, g ;
G_1 — greutatea explozivului după uscare, g.

b. **Determinarea densității.** Se aplică tuturor explozivilor și are drept scop verificarea faptului dacă explozivul își menține sau nu porozitatea. Pierderea treptată a porozității, manifestată prin creșterea densității explozivului, îngreunează transmiterea detonației.

Pentru determinarea densității se cîntărește, cu precizie de 0,01 g, un cartuș de exploziv, apoi se măsoară diametrul și lungimea lui.

Densitatea se determină cu relația :

$$D = \frac{m}{\frac{\pi d^2}{4} \cdot l} \quad [\text{g/cm}^3]$$

în care:

m este masa cartușului de exploziv, g;
d — diametrul cartușului, cm;
l — lungimea cartușului, cm.

Ca rezultat se ia media aritmetică a 5 determinări.

c. **Determinarea sensibilității la detonație.** Se aplică tuturor explozivilor și constă în detonarea unui număr de 6 cartușe a 100 g fiecare, așezate coaxial la anumite distanțe. între ele, pe un pat de nisip amenajat într-o groapă de 0,5 m adîncime (fig. XVIII.7)

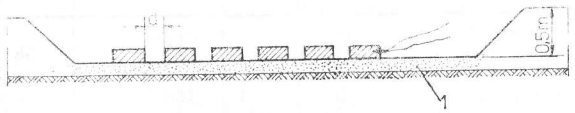


Fig. XVIII.7. Proba de sensibilitate la detonație:
d — distanța dintre cartușe; *1* — pat de nisip.

Unul dintre cartușe detonează cu ajutorul unei capse pirotehnice sau electrice. Explozia acestui cartuș trebuie să provoace explozia celorlalte cartușe. Se consideră că explozivul posedă sensibilitate la detonație cînd la 3 probe succesive toate cartușele, cu o distanță minimă între ele de 2 cm, explodează complet. Dacă din cele 3 încercări, una nu a dat rezultate corespunzătoare, proba se repetă de 3 ori. Dacă lă una din cele 3 încercări consecutive nu s-a obținut transmiterea completă a detonației, întregul lot de exploziv se declară necorespunzător.

În cazul în care cartușele sînt mai mari de 100 g, proba se execută cu un număr de cartușe proporțional, astfel ca lungimea coloanei să fie egală cu încărcătura formată din 6 cartușe a 100 g fiecare.

d. **Determinarea sensibilității chimice.** Se face pentru explozivii pe bază de nitroglicerină, cu ajutorul probei *Abel Heat*.

Determinarea constă în esență în următoarele: se iau trei probe formate fiecare din 3g exploziv, care se amestecă separat cu cîte 6 g pudră de talc. Probele se introduc în 3 eprubete bine spălate, uscate și astupate cu dopuri de care se suspendă benzi de hîrtie iodamidonată, umezite pînă la jumătate cu o soluție apoasă cu 30% glicerină. Cele 3 epruvete se introduc într-o baie de apă, care se încălzește și se menține la temperatura de 75°C. Se cronometrează timpul pînă la apariția pe hîrtia reactivă, a colorației brun-violetă, la limita dintre partea uscată și cea umedă. Se consideră că explozivul își păstrează stabilitatea chimică dacă acest timp nu este mai mic de 10 min.

e. **Determinarea siguranței la manipulare.** Se face pentru toți explozivii și depinde de stabilitatea chimică și sensibilitatea explozivului. Pentru stabilirea acestui parametru se practică proba convențională numită *sensibilitatea la șoc*, cu ajutorul unei sonete mecanice. Principiul de funcționare a sonetei constă în căderea liberă a unei greutăți de 2 sau 5 kg, care glisează pe două bare paralele fixate vertical. În partea inferioară a sonetei, pe un postament de oțel este fixată o nicovală, pe care se așază 0,02 g din explozivul supus probei respective. Prin căderea greutății de la o anumită înălțime pe proba de exploziv, aceasta poate să detoneze sau nu, în funcție de sensibilitatea și stabilitatea explozivului.

Pentru fiecare exploziv, după un anumit număr de încercări, se determină înălțimea de cădere a greutății, la care se obțin explozii fără rateu.

Prin compararea acestor valori, cu valori etalon, se apreciază în ce măsură explozivul este sensibil la șocuri, respectiv la manipulare.

3. CLASIFICAREA ȘI DESCRIEREA EXPLOZIVILOR

3.1. CLASIFICAREA EXPLOZIVILOR

Substanțele explozive care pot fi folosite în tehnică se numesc *explozivi tehnici*. Aceștia se împart în *explozivi industriali* din care fac parte și explozivii minieri și *explozivii militari*. Explozivii tehnici trebuie să prezinte:

— securitate maximă atît în faza producerii explozivului cît și în faza aplicării sale;
— detonață și capacitate de lucru (potențial) maxime;
— stabilitate chimică și fizică ridicată;
— stabilitate față de mediile umede și securitate maximă la manipulare și transport.

Explozivii sînt clasificați după mai multe criterii, din care cele mai importante sînt: compoziția chimică, caracterul acțiunii exploziei asupra mediului, starea fizică, efectul asupra mediului înconjurător, condițiile de păstrare și transport, domeniu de aplicare.

a) După *compoziția chimică* se deosebesc:
— explozivi pe bază de compuși chimici din seria aromatică, în compoziția cărora tro tilul este componentul chimic principal;
— explozivi pe bază de nitroglicerină (toate sorturile de dinamite);
— explozivi pe bază de azotat de amoniu (astralitele, amestecurile simple, AM-1-Nitramon, șlamurile explozive, explozivii de siguranță antigrizutoși ș.a.);
— explozivi pe bază de clorați, caracterizați prin sensibilitate ridicată la manipulare și față de acțiunile mecanice exterioare, din care cauză aplicarea în industrie este foarte limitată;
— explozivi pe bază de oxigen lichid;
— pulberi negre.

b) După *caractrul exploziei:*
— explozivi brizanți sau detonanți care cuprind:
— explozivii de inițiere (fulminatul de mercur, azotura de plumb, tetrilul ș.a.);
— explozivii minieri (dinamitele, astralitele, Nitramonul, explozivii de siguranță antigrizutoși), ș.a.
— explozivi lenți sau deflagranți — pulberea neagră.

c) După *starea fizică:*
— explozivi pulverulenți, granulați, plastici, semiplastici, turnați și sub formă de soluții fluide sau apoase.

d) După *efectul asupra mediului înconjurător*, explozivii sînt împărțiți în patru grupe și patru categorii ((tabelul XVIII.7).

e) După *condițiile de păstrare și transport*, explozivii sînt clasificați în următoarele grupe:

Grupa I — explozivi cu conținut de nitroglicerină în proporție mai mare de 15%;
Grupa II — explozivi pe bază de azotat de amoniu, trotilul și amestecurile sale cu alți compuși chimici; explozivi care conțin nitroglicerina într-o proporție care nu depășește 15%;

Tabelul XVIII.7

Clasificarea explozivilor după efectul pe care îl au asupra mediului înconjurător

Exemple de materiale explozive din grupă	Grupa	Categoria de materiale explozive
— Exploziv cu bază de nitroglicerină sau nitroglicol (cu conținut peste 6%); pentrită hexogen, octogen și amestecurile lor; explozivi plastici, elastici, fitile detonante și explozivi de inițiere.	I	Exploziv de mare putere
— Trotil, tetril și ceilalți explozivi nitroaromatici, precum și cei cu bază de azotat de amoniu, cu mai puțin de 6% nitroglicerină sau nitroglicol. — Explozivi pompabili de tip gelaposnitrogel; amestecuri explozive simple de tip termorezistent, amonal și amatol. — Explozivi pe bază de cloraţi și perclorați.	II	Exploziv de putere medie
— Amestecuri explozive simple de tip nitramon și nitramonit. — Pulberi negre cu fum și similare. — Amestecuri explozive cu peste 30% materii inhibitoare (clorură de sodiu, clorură de amoniu etc.). — Explozivi antigrizutoși. — Capse detonante de orice fel și relee.	III	Exploziv de mică putere
— Pulberi coloidale fără fum, cu bază de nitroceluloză, de nitroceluloză și nitroglicerină, de nitroceluloză si amestec de nitroglicerină cu nitroglicoli, amestecuri incendiare, artificii, fitile de amorsare.	IV	Exploziv slab

Grupa III — pulberi negre;
Grupa IV — capse detonante și fitile detonante.

f) După *condițiile de aplicare*, explozivii sînt împărțiți în două grupe și șase clase. Primele două clase formează grupa explozivilor ordinari, iar următoarele patru clase explozivii de siguranță.

A. EXPLOZIVI ORDINARI

Clasa I. În această clasă sînt cuprinși explozivii folosiți în exploatările miniere la zi și anume:
— explozivii pe bază de trotil în amestec cu azotat de amoniu și pulberi de aluminiu, care au un bilanț de oxigen pozitiv, negativ sau nul;

— explozivii pe bază de azotat de amoniu în amestec cu motorină;
— explozivii pe bază de azotat de amoniu în amestec cu granule de trotil și pulberi de aluminiu;
— explozivii pe bază de azotat de amoniu sub formă de șlamuri explozive în amestec cu granule de trotil și pulberi de aluminiu.

Clasa II. Cuprinde explozivii folosiți în exploatările miniere subterane, cu excepția minelor grizutoase și cu praf de cărbune exploziv. Ei pot fi pe bază de nitroglicerină (dinamite) sau pe bază de azotat de amoniu.

B. EXPLOZIVI DE SIGURANȚĂ

Clasa III. Cuprinde explozivii cu un grad limitat de aplicare și sînt folosiți în condiții speciale de lucru: la săparea lucrărilor miniere în steril din minele grizutoase (explozivul de siguranță antigrizutos AGS—1); în minele sulfuroase; în minele periculoase din punct de vedere al conținutului de hidrogen și al hidrocarburilor; la lucrările de împușcare sub presiune de apă.

Clasa VI. Cuprinde explozivi pentru lucrările de împușcare în straturile de cărbuni periculoase din punct de vedere al metanului și al prafului de cărbune cît și în lucrările miniere executate în cărbune și steril.

Clasa V. Cuprinde explozivi antigrizutoși cu grad sporit de siguranță.

Clasa VI. Cuprinde explozivi antigrizutoși cu un înalt grad de siguranță.

g) După *scopul lor*, se deosebesc;
— explozivi militar;
— explozivi industriali, în care sînt incluși: explozivii minieri, explozivii pentru construcții civile și industriale, explozivi pentru agricultură.

3.2. DESCRIEREA EXPLOZIVILOR

3.2.1. COMPUȘI CHIMICI EXPLOZIVI

Dintre compușii chimici explozivi cei mai importanți sînt următorii:
— nitro-derivații aromatici (trotilul, tetrilul);
— nitro-derivații alifatici (hexogenul);
— esterii acidului azotic (nitroglicerina, nitroceluloza, nitroglicolul, thenul);
— sărurile acidului azotic (azotatul de amoniu, azotatul de potasiu ș.a.);
— sărurile acidului fulminic (fulminatul de mercur etc.)

Toți compușii chimici explozivi sînt caracterizați printr-o sensibilitate foarte ridicată; de aceea nu sînt admiși în lucrările miniere în starea lor inițială cu excepția trotilului, dar sînt utilizați în calitate de componenți principali pentru fabricarea explozivilor industriali și a capselor detonante. În tabelul XVIII.8 sînt prezentați compuși chimici utilizați mai frecvent în rețetele explozivilor industriali fabricați în România.

Trinitrotoluenul (trotilul) (TNT) se prezintă sub formă de pulbere cristalină sau, solzoasă de culoare gălbuie, avînd formula chimică $C_7H_5(NO_2)_3$. Nu se dizolvă în apă, este foarte stabil și nu reacționează cu metalele. Trotilul se folosește în stare pulverulentă,

Tabelul XVIII.8

Compuşi chimici utilizaţi mai frecvent în reţetele explozivilor industriali fabricaţi în România

Cu rol de	Denumire	Formula chimică brută
Sensibilizatori (carburanţi) intră în compoziţia explozivilor în proporţie de 6—30 %.	Nitroglicerină	$C_3H_5N_3O_9$
	Nitroglicol	$C_2H_4N_2O_4$
	Nitroceluloza	$C_{24}H_{31}N_9O_{35}$
	Mononitroclorbenzen	$C_6H_4NO_2Cl$
	Mononitrotoluen	$C_7H_7NO_2$
	Dinitrotoluen	$C_7H_6N_2O_4$
	Trinitrotoluen (trotil)	$C_7H_5N_3O_6$
	Glicerină	$C_3H_8O_3$
	Motorină	$C_{14}H_{32}$
	Pulbere de aluminiu	Al
	Nitrobenzen	$C_6H_5NO_2$
Săruri oxidante (comburanţi) intră în compoziţia explozivilor în proporţie de 25—50 %.	Azotat de amoniu	NH_4NO_3
	Azotat de sodiu	$NaNO_3$
	Azotat de potasiu	KNO_3
	Azotit de sodiu	$NaNO_2$
	Clorat de potasiu	$NaClO_3$
	Perclorat de potasiu	$KClO_4$
Săruri răcitoare (inhibitori) intră în compoziţia explozivilor de siguranţă în proporţie de 50—85 %.	Clorura de amoniu	NH_4Cl
	Clorura de sodiu	NaCl
	Clorura de potasiu	KCl
	Oxalat de amoniu	$C_2H_{10}N_2O_5$
	Sulfat de sodiu	Na_2SO_4
	Sulfat de potasiu	K_2SO_4
	Uree	CH_4NO_2
	Fluorura de sodiu	NaF
Adaosuri intră în compoziţia explozivilor în proporţie de 1—10 %.	Făină de lemn	$C_6H_{10}O_5$
	Dextrină	$C_{12}H_{22}O_{10}$
	Praf de cretă	$CaCO_3$
	Kieselgur (diatomit)	SiO_2
	Hicol	$C_3H_6O_3$
	Bicromat de potasiu	$K_2Cr_2O_7$
	Oxid de crom	Cr_2O_3
	Oxid roşu de fier	Fe_2O_3
	Acid salicilic	$C_7H_6O_3$

presată sau turnată şi în stare granulată. Este utilizat pe scară largă în exploatările la zi sub formă granulată, purtînd denumirea de *trotil granulat*, iar în amestec cu pulberile de aluminiu, *Alumotol*.

Dinitrotoluenul (DNT) se prezintă sub formă de cristale aciculare galbene, avînd formula chimică $C_7H_6(NO_2)_2$. Se obţine ca produs secundar la fabricarea trinitrotoluenului şi este folosit la elaborarea explozivilor pulverulenţi şi gelatinoşi.

Tetrilul este o substanţă explozivă cu brizanţă mare, se prezintă sub formă de pulbere fină gălbuie avînd formula chimică $C_7H_5N(NO_2)_4$. Se foloseşte la fabricarea încărcăturilor de iniţiere şi ca încărcătură secundară în capsele detonante.

Hexogenul are un domeniu larg de folosire datorită brizanţei foarte mari. Se prezintă ca pulbere cristalină fără culoare, avînd formula chimică: $C_3H_6N_3(NO_2)_3$. Sub formă flegmatizată şi presat se foloseşte la elaborarea încărcăturilor de iniţiere a exploziei, precum şi ca încărcătură secundară în capse detonante.

Nitroglicerina este un dizolvant puternic a multor compuşi nitrici, iar cu nitroceluloza formează o gelatină care se foloseşte la elaborarea majorităţii explozivilor pe bază de nitroglicerină. Se prezintă ca un lichid uleios, gălbui, avînd formula chimică $C_3H_5(ONO_2)_3$.

Din punct de vedere chimic nitroglicerina este o substanţă puţin stabilă şi foarte sensibilă la şoc, frecări şi încălzire rapidă.

În stare îngheţată sensibilitatea se amplifică, astfel că la cea mai mică frecare a cristalelor face explozie.

Nitroglicerina este unul din componenţii de bază ai explozivilor ordinari, iar împreună cu nitroglicolul stă la baza elaborării dinamitelor.

Nitroglicolul, din punct de vedere chimic, este puţin mai stabil ca nitroglicerina şi tot atît de sensibil la acţiuni mecanice şi termice. Se prezintă ca un lichid uleios fără culoare, avînd formula chimică $C_2H_4(ONO_2)_2$.

În compoziţia explozivilor nitroglicolul se foloseşte în amestec cu nitroglicerina, formînd un amestec cu punct de îngheţ foarte scăzut.

Nitroceluloza se obţine prin nitrarea celulozei provenită din reziduri de bumbac sau lemn şi are formula chimică $C_{24}H_{31}O_{11}(ONO_2)_9$. Are proprietatea de a lega sub formă de gelatină uleiurile de tipul nitroglicerinei.

Thenul se prezintă ca pulbere cristalină incoloră sau albă, avînd formula chimică $C(CH_2ONO_2)_4$. Este foarte stabil şi nu se dizolvă în apă.

Se aprinde greu şi arde liniştit. În cantităţi mai mari de 1 kg face explozie. Este folosit la fabricarea capselor şi a fitilelor detonante.

Azotatul de amoniu se prezintă sub formă de cristale de culoare albă sau incolore, avînd formula chimică NH_4NO_3.

Datorită bilanţului de oxigen pozitiv, este compusul chimic care are cea mai largă răspîndire în producerea tuturor sorturilor de explozivi.

Azotatul de amoniu se obţine prin asocierea amoniacului cu acidul azotic după ecuaţia:

$$NH_3 + HNO_3 = NH_4NO_3$$

Azotatul de amoniu este higroscopic. În sare higroscopică aglutinează, formînd bulgări sau o masă densă.

Azotatul de sodiu are rol de oxidant în compoziţia explozivilor şi formula chimică $NaNO_3$.

Azotatul de potasiu se utilizează la fabricarea explozivilor rezistenţi la apă şi a pulberii negre. Are formula chimică KNO_3.

Fulminatul de mercur se prezintă sub formă de cristale mărunte incolore sau albe-cenuşii, avînd formula chimică $Hg(CNO)_2$.

Caracteristicile principalilor explozivi fabricați și

Categoria	Tip	EXPLOZIVI	PARAMETRI TERMODINAMICI				
			Căldura de explozie [kJ/kg]	Energia specifică [kJ/kg]	Volum de gaze [dm³/kg]	Temperatura de explozie [K]	Presiunea de explozie [MPa]
0	1	2	3	4	5	6	7
ORDINARI	GELATINOȘI	*DINAMITA tip II (STAS 418/1-76)* — aspect: pastă omogenă — culoare brun-roșcat — densitate (g/cm³), 1,5 — umiditate maximă admisă (%), 1,5 — compoziție chimică (%): Sblz. =41,5 ; S_{ox}=57,3 ; A_{ad} = 1,2	4750	1157	860	3393	1624
		DINAMITA—RA (proiect STAS 5/78) — aspect: pastă omogenă — culoare brun-roșcat — densitate (g/cm³), 1,5 — umiditate maximă admisă (%), 1,5 — compoziție chimică (%): Sblz.=41,5 ; S_{ox} = 56 ; A_{ad} = 2,5	4750	1149	860	3400	1624
	PULVERULENȚI	*ASTRALITA (STAS 498-85)* — aspect pulverulent — culoare alb-gălbui — densitate (g/cm³), 1,1 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 — compoziție chimică (%): Sblz.=16,1 ; S_{ox}= 79,1 ; A_{ad} = 4,4	3934	1042	879	2953	1048

Tabelul XVIII.9

folosiți în România

PARAMETRI BALISTICI				Bilanț de oxigen [%]	Modul de ambalare livrare și domeniul de utilizare	Termen de garanție [luni] și observații
Capacitatea de lucru Trauzl [cm³]	Brizanța Hess [mm]	Viteza de detonație [m/s]	Sensibilitate la șoc [kgm]			
8	9	10	11	12	13	14
415	18	6150	0,4	—0,83	Cartușe cu Ø 25 mm, lungimea 100 mm, de 100 g, sau cartușe cu Ø 25 mm, lungimea 200 mm, de 200 g, în hîrtie cerată, în pungi de polietilenă a 2,5 kg și în lăzi de carton a 20 kg. Utilizare în locuri de muncă uscate sau umede fără pericol de gaze, vapori sau pulberi inflamabile.	4
415	18	6150	0,6	—0,60	Încartușat, cu Ø 25 mm, învelit în hîrtie parafinată de culoare albă, cu greutatea de 100 g. Utilizare: locuri de muncă umede și cu infiltrații de apă, fără pericol de gaze, vapori sau pulberi inflamabile. Se poate utiliza și chiar sub apă.	4
350	16	4080	1,2	—1,08	Încartușat, cu Ø 30 mm, învelit în hîrtie parafinată de culoare albă, greutatea cartușului 100 g. Utilizare: locuri de muncă uscate, fără pericol de gaze, vapori sau pulberi inflamabile.	6

Tabelul XVIII.9 (continuare)

0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
ORDINARII	GRANULARI	*NITRAMON (NI 6568/75)* — aspect granular-uleios — culoare alb-gălbui, galben-portocaliu — densitate (g/cm³), 0,8 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 — compoziţie chimică (%): Sblz.=5,5 ; S_{ox} = 94,5	3703	992	978	2733	809	220	—	2000	2,8	−0,41	În saci de polietilenă de 40 kg. Utilizare: în exploatările miniere la zi şi subteran la minele de minereuri, în locuri uscate. Dacă se prepară la faţa locului se numeşte AM—1 şi va avea un termen de garanţie de 6 zile.	1,5 Se iniţiază cu 10—20% dinamită II şi are un diametru critic Ø 40 mm. Se încarcă mecanizat la o densitate de 1—1,3 g/cm³
		AMAL — 2/5/10 (NI 6568/75) — aspect granular-uleios — culoare alb-argintiu — densitate (g/cm³), 0,85/0,85/0,92 — umiditate maximă admisă (%), 1,0/1,0/1,0 — compoziţie chimică (%): Sblz.=2/5 ; 5/4 ; 10/2,5 ; S_{ox} = 93 ; 91 ; 87,5 ; A_{ad} = 2 ; 5 ; 10	4031 4583 5470	1020 1059 1091	948 898 818	2899 3177 3594	884 917 1023	250 290 310	— — —	2200 2400 2800	1,9	−0,73 −0,29 −0,17	In saci de polietilenă de 40 kg. Utilizare: în subteran, la minele de minereuri în locuri uscate	1,5 Se iniţiază cu 10—20% dinamită II şi are un diametru critic Ø 32 mm. Se încarcă mecanizat la o densitate de 1—1,3 g/cm³.
	GELURI	*NITROGEL — 3 (CS 104/78)* — aspect gel-pastă — culoare alb-murdar — densitate (g/cm³), 1,1 — compoziţie chimică (%): Sblz. = 10 ; S_{ox} = 83 ; A_{ad} = 7	5867	1066	746	3891	1171	—	—	2200	20	+1,69	Încartuşat în folie de polietilenă la Ø200 mm, cu greutatea cartuşului de 20 kg. Utilizare: derocări masive la zi, în roci tari şi foarte tari, cu sau fără infiltraţii de apă, în găuri de sondă cu diametrul mai mare de Ø 150 mm.	2 Se iniţiază cu încărcături de iniţiere Ø 70, l = 70 mm, cu greutatea de 400 g de tip: TP.....penetrită TH ..... NDPM (C.S. 106/78) hexogen (tip BOOSTER)

0	1	2	3	4	5	6	7
ORDINARI	(SLURRIES)	*NITROGEL — 9 (CS 104/178)* — aspect gel-pastă — culoare alb-murdar — densitate (g/cm³), 1,37 — compoziție chimică (%): Sblz.=33,5 ; A_{ox} = 63 ; A_{ad} = 3,5.	5902	922	564	4403	1262
		NITROGEL TU — aspect gel-pastă — culoare alb-argintiu — densitate, (g/cm³) 1,34 — compoziție chimică (%): Sblz.=29,5 ; A_{ox}=70,6 ; A_{ad} = 3,5	5352	987	650	4038	1379
		NITROGEL G 80 (SY) — 3 — aspect gel-pastă — culoare alb-argintiu — densitate (g/cm³) 1,20 — compoziție chimică (%): Sblz.=12,0 ; A_{ox}=79,2 ; A_{ad} = 8,8	4852	950	738	3465	542

Tabelul XVIII.9 (continuare)

8	9	10	11	12	13	14
—	—	4000	5	—6,69	Încartușat în folie de polietilenă la Ø200 mm, cu greutatea de 20 kg. Utilizare : derocări masive în exploatări la zi, în roci tari și foarte tari, cu sau fără infiltrații de apă, în găuri de sondă cu diametrul mai mare de Ø 100 mm	2 Rețetă elaborată și experimentată de către CCSM—Petroșani. S-a omologat la C. Ch. Făgăraș.
—	—	3500	1,4	—1,25	Încartușat în folie de polietilenă la Ø 200 mm, cu greutatea de 20 kg. Utilizare : derocări masive în exploatări la zi, în roci tari și foarte tari, cu sau fără infiltrații de apă, în găuri de sondă cu diametrul mai mare de Ø 100 mm.	2 Rețetă elaborată și experimentată de către CCSM—Petroșani, omologată.
—	—	2400	20	+2,92	Încartușat în folie de polietilenă la Ø 80 mm, cu greutatea de 20 kg. Utilizări : derocări masive în exploatări la zi, în roci tari și foarte tari, cu sau fără infiltrații de apă, în găuri de sondă cu diametrul mai mare de 80 mm.	1,5 Idem

0	1	2	3	4	5	6	7
DE SIGURANȚĂ	PENTRU SULF	*SS* — aspect pulverulent — culoare alb-gălbui — densitate (g/cm³) 1,1 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 — compoziție chimică (%): Sblz. = 10,0 ; A_{ox} = 64 ; S_r = 20 ; A_{ad} = 6	2682	656	817	2053	634
	TERMOREZISTENȚI	*TR 1 (NII 3153—64)* — aspect pulverulent — culoare alb-gălbui — densitate (g/cm³) 1,1 — umiditate maximă admisă (%) 1,0 — compoziție chimică (%): Sblz. = 20 ; A_{ox} = 79 ; A_{ad} = 1	4309	1074	897	3232	1205
		TRU — aspect pulverulent — culoare alb-argintiu — densitate (g/cm³) 1,15 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 — compoziție chimică (%): Sblz. = 21 ; A_{ox} = 74 ; A_{ad} = 5	4671	894	679	3545	910

Tabelul XVIII.9 (continuare)

8	9	10	11	12	13	14
260	11	2400	—	+3,1	Încartușat, cu Ø 30 mm, învelit în hîrtie parafinată. Utilizări: destinat pentru efectuarea lucrărilor de împușcare în subteran, la zăcăminte de sulf sau sulfuri cu conținut mai mic de 30% sulf total. Încărcătura maximă admisă pe gaura de mină este de 800 g.	3 Rețetă elaborată și experimentată de către CCSM-Petroșani și omologată la C.Ch. Făgăraș, a fost înregistrată la OSIM
340	14,5	4500	1,5	−0,36	Încartușat, cu Ø 30 mm, învelit în hîrtie de culoare grineagră, cu masa 100 g. Utilizări: la lucrările de împușcare în masive fierbinți, la minele de minereuri cu reacții exoterme pînă la +80 °C timp de 24 ore. În metalurgie, cu mijloace suplimentare de protecție.	3
350	13	4350	1,5	+0,74	Idem Utilizări: la lucrări de împușcare în masive fierbinți, la minele de minereuri cu reacții exoterme pînă la +100°C, timp de 24 ore. În metalurgie, cu mijloace suplimentare de protecție.	3 Rețetă elaborată și experimentată de către CCSM—Petroșani.

0	1	2	3	4	5	6	7
DE SIGURANȚĂ	ANTIGRIZUTOȘI STERIL	*AGS (STERILIT) STAS 7860—76* — aspect pulverulent — culoare alb-gălbui — densitate (g/cm³) 1,15 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 — compoziție chimică (%): Sblz. = 10 ; A_{ox} = 51 ; S_r = = 31 ; A_{ad} = 8	2737	573	625	2463	571
		SM — aspect pulverulent — culoare alb-gălbui — densitate (g/cm³) 1,09 — umiditate maximă admisă (%), 1,6 — compoziție chimică (%): Sblz. = 10 ; A_{ad} = 66 ; S_r = = 17 ; A_{ad} = 7	3032	665	764	2575	839

Tabelul XVIII.9 (continuare)

8	9	10	11	12	13	14
200	9,5±0,5	2150	0,7	—0,4	Încartușat, cu Ø 30 mm, învelit în hîrtie parafinată de culoare roz, cu masa cartușului 100 g. Utilizări : lucrări de împușcare în steril la minele grizutoase cu încărcare maximă pe gaură de 600 g ; lucrări în roci sterile fără scurgeri de țiței din minele de petrol cu încărcătura maximă pe gaură de 400 g.	3
290	11,0±1	2200	1,4	—3,95	Încartușat, cu Ø 30 mm, învelit în hîrtie parafinată, masa cartușului 100 g. Utilizări : lucrări în steril în mine grizutoase cu încărcătura maximă pe gaură de 800 g ; lucrări în mixt și cele în steril declarate cu măsuri speciale din minele grizutoase cu încărcare maximă pe gaură de 700 g.	3 Rețetă elaborată și experimentată de către CCSM-Petroșani, omologată și brevetată la OSIM

0	1	2	3	4	5	6	7
DE SIGURANȚĂ	ANTIGRIZUTOȘI CĂRBUNE	*AGC (CARBUNIT) STAS 7860—78* — aspect pulverulent — culoare alb-gălbui — densitate (g/cm³) 1,15 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 —compoziție chimică (%): Sblz. = 10 ; A_{ox} = 40 ; S_r=43,8 ; A_{ad}=6,2	2309	424	504	2277	489
		AGO — aspect pulverulent — culoare alb-gălbui — densitate (g/cm³) 1,15 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 —compoziție chimică (%): Sblz.=10 ; A_{ox}=55 ; S_r=30 ; A_{ad}=5	2187	607	649	2522	680

Tabelul XVIII.9 (continuare)

8	9	10	11	12	13	14
140	8,6±0,2	1850	0,5	+0,15	Încartușat, cu Ø 30 mm, învelit în hîrtie parafinată de culoare albastru deschis, masa cartușului de 100 g. Utilizări : lucrări în cărbune din mine grizutoase cu încărcătura max. pe gaură de 500 g ; lucrări în roci sterile fără scurgeri de țiței, din minele de petrol cu încărcătura maximă pe gaură de 500 g.	3
220	9,5	2150	0,7	+6,29	Încartușat, cu Ø 30 mm, învelit în hîrtie parafinată de culoare albă, masa cartușului 100 g. Utilizări : lucrări în cărbune la mine grizutoase, 500g ; lucrări în steril la mine grizutoase 600 g ; lucrări în roci sterile fără scurgeri de țiței din minele de petrol, 400 g.	3 Rețetă elaborată și experimentată de CCSM-Petroșani.

0	1	2	3	4	5	6	7
DE ÎNALTĂ SIGURANȚĂ	CU DETONARE SELECTIVĂ (CU SCHIMBĂTORI DE IONI)	*DS* — aspect pulverulent — culoare alb-gălbui — densitate (g/cm³) 1,15 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 — compoziție chimică (%): Sblz. = 10; S_r = 55; A_{ad} = 5	1579	348	566	1654	407
		DSH 2 — aspect pulverulent — culoare alb-gălbui — densitate (g/cm³) 1,2 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 — compoziție chimică (%): Sblz. = 10; S_r = 83; A_{ad} = 7	1896	413	568	1825	451

Sblz. = sensibilizatori; S_{ox} = săruri oxidante; S_r = săruri răcitoare: A_{ad} = alte adaosuri.

Tabelul XVIII.9 (continuare)

8	9	10	11	12	13	14
135	7	1900	20	+3,7	Încartușat, cu Ø 30 mm, învelit în hîrtie parafinată cu masa cartușului de 100 g. Utilizări: lucrări în cărbune și șisturi bituminoase din mine grizutoase; încărcătură nelimitată pe gaură, funcție de necesități; lucrări în roci colectoare de țiței din minele de petrol cu încărcătura maximă pe gaură de 800 g.	3 Rețetă elaborată și experimentată de către CCSM—Petroșani, omologată la C. Ch. Făgăraș. Se fabrică pe instalațiile pilot pe bază de comandă pentru lucrări speciale. Înregistrată și brevetată la OSIM.
145	7,5	1900	20	+2,13	Idem Utilizări: lucrări în cărbune din mine grizutoase, găuri umplute cu apă; încărcătură nelimitată pe gaură, funcție de necesități; lucrări în roci colectoare de țiței din minele de petrol, medii umede, cu încărcătura maximă de pe gaură 800 g.	3 Rețetă elaborată și experimentată de către CCSM-Petroșani și omologată la C.Ch. Făgăraș.

Datorită brizanței mari și a ușurinței de a produce detonația, fulminatul de mercur se folosește ca exploziv de inițiere de bază la încărcarea capselor detonante. În prezența umidității își pierde calitățile detonante. Umiditatea admisă a fulminantului de mercur pentru încărcarea capselor trebuie să fie de cel mult 0,03%. Intră ușor în reacție cu aluminiul, motiv pentru care fulminatul de mercur nu este indicat în fabricarea capselor detonante cu înveliș de aluminiu. Tuburile capselor detonante trebuie să fie din cupru sau alamă.

Azotura de plumb se prezintă sub formă de cristale incolore, având formula chimică $Pb(N_3)_2$. Reacționează cu fierul și cuprul dînd naștere la săruri explozive cu o mare stabilitate. Din această cauză azotura se încarcă numai în tuburi de aluminiu.

In tehnica lucrărilor de împușcare azotura de plumb se folosește ca încărcătură primară în capsele detonante.

Trinitrorezorcinatul de plumb se prezintă sub formă de cristale cafenii sau cafenii roșcate, avînd formula chimică $C_6H(NO_2)_3O_2PbH_2O$. Nu reacționează cu metalele și deci poate fi folosit în orice înveliș. În tehnică se utilizează ca exploziv de inițiere primar.

3.2.2. EXPLOZIVI ORDINARI

În grupa explozivilor ordinari sînt cuprinși explozivii pe bază de nitroglicerină, explozivii pe bază de azotat de amoniu, explozivii pe bază de cloraţi și perclorați, oxilicvitele și pulberea neagră. În tabelul XVIII.9 sînt prezentate caracteristicile principalilor explozivi fabricați și folosiți în industria minieră din România, iar în tabelul XVIII.10 sînt prezentați o serie de explozivi ordinari fabricați în străinătate.

3.2.2.1. Explozivi pe bază de nitroglicerină

Din această categorie fac parte dinamitele. Primul exploziv pe bază de nitroglicerină, numit *dinamită*, era constituit din 75% nitroglicerină și 25% kiselgur.

Dinamitele actuale reprezintă amestecuri în diferite proporții de nitroglicerină (10—94%), nitroglicol și nitrocelulóză cu azotat de amoniu sau potasiu, derivați nitrici ai seriei aromatice, făină de lemn, carbonat de sodiu și cretă.

Nitroglicerina intră în compoziția dinamitelor, în majoritatea cazurilor, sub formă gelatinizată. Gelatinizarea nitroglicerinei se datorește nitrocelulozei care intră în compoziție în proporție de 1—2%. Nitroglicolul are scopul de a coborî temperatura de îngheț, iar făina de lemn se introduce ca material de afînare.

Carbonatul de sodiu și praful de cretă au rol de stabilizatori.

În România se fabrică, funcție de necesități, 4 tipuri de dinamită (D I, D II, D II L și D III) a căror compoziție și caracteristici sînt date în tabelul XVIII.11.

Dinamita I are peste 60 % nitroglicerină, se prezintă sub forma unei mase plastice de culoare roșiatică, îngheață la temperatura de + 8°C. Datorită calităților sale detonante dinamita I este folosită la împușcare în roci tari și foarte tari.

Dinamita II are un conținut de 30% nitroglicerină, se prezintă sub formă plastică de culoare brun-roșcată și este indicată pentru lucrările de împușcare în roci cu tărie ridicată. Rezistă la umiditate și are temperatura de îngheț de — 15°C.

Dinamita II L are proprietăți balistice, comportare la umiditate și îngheț asemănătoare cu dinamita II, de care se deosebește prin înlocuirea în compoziția sa a trinitro s mononitrotoluenului cu ulei nitroaromatic în proporție de 9 %.

Tabelul XVIII.10

Explozivi ordinari fabricați în străinătate

Țara	Denumirea explozivului	Caracteristici							
		Greutate specifică [daN/cm³]	Temperatura de explozie [°C]	Căldura de explozie [kcal/kg]	Viteza de detonație [m/s]	Volumul gazelor de explozie [l/kg]	Capacitate de lucru (Trauzl) [cm³]	Brizanța ambilor cilindri (Hess) [mm]	Sensibilitate la detonație, minimum [cm]
Austria	Gelatin Donarit 2 (gelatinos)	1,5	—	—	6200	—	400	—	—
	Donarit 2 (pulverulent)	1	2350	920	3800	924	380	—	3
Ungaria	Nidin 33 (gelatinos)	1,42	3690	1140	5700	850	400	17	7
	Nidin 60 (gelatinos)	1,54	3525	1340	6100	790	460	21	7
	Nidin 40	1,48	3310	1150	6050	840	425	19	—
	Nidin 50	1,50	3590	1200	6150	820	435	19	—
	Nidin 80	1,56	4600	1410	7100	680	465	22	—
R.D.G.	Gelamon 1 (gelatinos)	1,45	3150	1048	6500	767	380	22	12
	Gelamon 40 (gelatinos)	1,32	3385	1170	6000	804	415	21	11
Jugoslavia	Vitezit 30 (gelatinos)	1,5	2792	1085	6200	828	400	—	6
	Vitezit 60 (gelatinos)	1,48	3390	1314	6500	788	500	—	6
	Kamniktit 1 (pulverulent)	1,0	2360	923	3700	994	360	17	5
Cehoslovacia	Perunal A. 35 (gelatinos)	1,5	4300	1275	6300	730	400	19	12
	Danubit 1 (gelatinos)	1,45	2990	1050	5500	862	—	—	—
	Danubit 2 (pulverulent)	1,15	3190	1200	4200	835	—	—	—
	Danubit 4	1,47	3920	1230	5500	845	—	—	—
	Danubit Geotex 4	1,55	3258	1065	6400	783	—	—	—
U.R.S.S.	Amonita nr. 6 IV (pulverulent)	1,2	—	1025	4800	900	380	16	—
	Dinamon G. (pulverulent)	0,90	—	—	2500				
	Dinamita 62% (gelatinos)	1,4	3700	—	6000	—	320	11	—
						630	380	16	—
Anglia	Polar Blasting Gelatin (gelatină)	1,55	4755	1566	7900	715	500	—	—
	Amonal (pulverulent)	1,10	3000	1092	4900	850	—	—	—
Franța	Nobelit (gelatinos)	1,32	3400	992	6200	459	362	—	—
	Gomă BAM (gelatinos)	1,65	3580	1313	7000	795	486	—	—

Tabelul XVIII.11

Caracteristicile explozive ale dinamitelor fabricate în România

Specificație	UM	Dinamita			
		I	II	II–L	III
Nitroglicerină	%	65±1	30±1	30±1	34±1
Nitroceluloză	%	2	1	1	2,9
Mononitrotoluen	%	—	3,5	—	2,1
Trinitrotoluen	%	—	7	—	—
Amestec nitroaromatice	%	—	—	9	—
Azotat de amoniu	%	—	57,3	58,5	59
Azotat de sodiu	%	24,1	—	—	—
Dextrină sau făină grîu	%	—	0,7	0,5	4
Carbonat de sodiu	%	0,2	—	—	—
Făină de lemn	%	8,7	0,5	1	—
Cărbune mineral	%	—	—	—	—
Praf de cretă	%	0,00165	0,005	0,0025	0,005
Umiditate	%	1,5	1,5	1,5	1,5
Densitate	g/cm³	1,5	1,5	1,5	1,5
Stabilitate	min	10	10	10	10
Capacitate de lucru	cm³	400	400	400	375
Brizanța	mm	19,4	18	18	19
Sensibilitatea detonanței	cm	3	3	3	3
Temperatura de explozie	°C	3450	3120	3120	2920
Căldura de explozie	kcal/kg	1300	1135	1135	1020
Volumul gazelor de explozie	l/kg	600	860	860	860
Viteza de detonație	m/s	6600	6150	6150	6100

Dinamita III are un conținut de 34% nitroglicerină și 59% azotat de amoniu. Temperatura de îngheț este de — 10°C. Față de dinamita I și II are o capacitate de dislocare mai redusă, de aceea este indicată pentru a fi folosită la dislocarea rocilor cu tărie medie. Datorită conținutului ridicat de azotat de amoniu este higroscopică, de aceea trebuie ferită de umezeală. Cartușele de dinamită au diametrul de 25 mm, lungimea de 100 mm și greutatea de 100 g și sînt învelite în hîrtie parafinată de culoare albă.

În străinătate dinamita se fabrică într-o varietate mare de sorturi care au, în general, caracteristici similare dinamitelor din țara noastră.

Pentru condiții speciale de lucru (sub apă, temperatură foarte scăzută etc.) se fabrică explozivi cu un conținut mare de nitroglicerină și nitroglicol în amestec cu nitroceluloză.

Explozivii pe bază de nitroglicerină prezintă o serie de proprietăți ca: stabilitate mare față de mediile umede, cantitate mare de energie pe unitatea de volum etc., din care cauză și în prezent acești explozivi constituie în unele țări mijlocul de bază pentru dislocarea rocilor cu tărie mare și cu un grad diferit de umiditate.

Dinamitele, însă, prezintă și o serie de neajunsuri: detonează ușor în urma unui șoc sau a unei frecări; se aprind de la o scînteie sau de la o flacără; datorită sensibilității mari, sînt necesare măsuri suplimentare pentru manipulare, transport și depozitare.

În timpul depozitării se pot produce modificări ale proprietăților fizico-chimice a dinamitei ca: *îmbătrînirea, exudarea* și *înghețarea* care o fac nefolosibilă. La aceste neajunsuri mai trebuie ținut seama de costul ridicat, tehnologia de fabricație complicată etc.

Îmbătrînirea dinamitelor se manifestă prin creșterea în timp a densității lor și prin reducerea sensibilității față de impulsul de inițiere a capselor detonante.

Exudarea dinamitelor se manifestă prin degajarea sub formă lichidă a nitroglicerinei pe învelișul cartușului.

Înghețarea dinamitelor se manifestă mai ales la dinamitele în compoziția cărora nu este inclus nitroglicolul. În stare înghețată, dinamitele devin mai puțin sensibile față de detonație, în schimb sensibilitatea la manipulare crește, astfel că la cea mai ușoară apăsare a cartușului se poate produce explozia.

Toate aceste neajunsuri au condus în final la o extindere a explozivilor pe bază de azotat de amoniu în defavoarea dinamitelor.

3.2.2.2. Explozivi pe bază de azotat de amoniu

Dezvoltarea industriei miniere ca și deficitul de nitroglicerină — componentul principal al dinamitelor — a stimulat producerea unei mari varietăți de explozivi pe bază de azotat de amoniu. Această grupă de explozivi este diferențiată în funcție de tehnologia preparării, starea fizică de utilizare și natura elementelor componente.

În funcție de aceste criterii se deosebesc următoarele sorturi de explozivi pe bază de azotat de amoniu:

— explozivi sub formă încartușată (astralitele);

— amestecuri simple în vrac constituite din azotat de amoniu și carburanți lichizi — motorină; carburanți explozivi — trotil, hexogen; carburanți neexplozivi — pulberi de aluminiu;

— șlamuri sau geluri explozive constituite din soluții apoase suprasaturate cu azotat de amoniu, trotil granulat și pulberi de aluminiu.

În tabelul XVIII.12 sînt prezentate caracteristicile cîtorva explozivi pe bază de azotat de amoniu.

Astralita. Se prezintă sub formă de pulberi cenușii, livrate producției în cartușe de 100 g, ambalate în hîrtie de culoare gălbuie, parafinată, cu diametrul de 30 mm, lungimea de 100 mm și densitatea de 1 — 1,09 g/cm³. Face parte din grupa explozivilor detonanți cu putere de explozie medie. Detonează ușor de la o capsă pirotehnică sau electrică.

Poate fi utilizată la temperaturi mici pînă la —10°C, este în schimb foarte higroscopică și se alterează foarte repede în medii umede aglutinînd și transformîndu-se într-o masă compactă. Higroscopicitatea și aglutinarea sînt neajunsurile fundamentale ale astralitelor. În astfel de stări își pierd sensibilitatea la detonație, produc rateuri și prezintă un permanent pericol de accidentare a personalului. De aceea, umiditatea astralitelor trebuie să fie sub 0,5 %. Se folosește la săparea lucrărilor miniere în roci cu tărie medie, în minele de minereuri, saline, cariere cu locuri de muncă lipsite de apă. Utilizarea astralitei în minele grizutoase este interzisă.

Amonitele. Explozivii similari astralitelor în străinătate se numesc *amonite*. Nu conțin nitroglicerină, iar componentul principal este azotatul de amoniu în proporție de 79—85 %. Mai conțin trotil în proporție de 5—21% și adaosuri combustibile din făină de lemn, sau turbă. Capacitatea de lucru a amonitelor crește prin introducerea

Tabelul XVIII.12

Caracteristicile explozivilor pe bază de azotat de amoniu

Tipul explozivului	Compoziția explozivului	Caracteristici						
		Căldura exploziei		Volumul specific de gaze [l/kg]	Densitatea încărcării [kg/dm³]	Capacitatea de lucru [cm³]	Brizanța [mm]	Viteza de detonație [km/s]
		kcal/kg	kJ/kg					
Astralită	Azotat de amoniu, trotil, nitroglicerină	940	3950	1870	1—1,09	350	16	4,8
Amonită	Azotat de amoniu cu trotil	—	4315	895	1,0—1,2	360	14—16	3,6
Amonită de stîncă	Azotat de amoniu, trotil, hexogen, pulberi de aluminiu	—	5413	830	1,53	480	28	6,0
AM—1	Azotat de amoniu și motorină	920	—	900	0,9—1,1	300	12	2,7
AMAL—10	Azotat de amoniu, motorină și pulberi de aluminiu	1100	4525	900	847	390	19	3,2
Zeronogranulit 30/70 V	Granule de azotat de amoniu învelite cu o peliculă de trotil	1030	3820	800	1,1	330	24	4,0
Gramonal A—8	Granule de azotat de amoniu, trotil granulat și pulbere de aluminiu	1280	5380	860	1,0	420	10	3,8
Acvatol M—15	Granule de azotat de amoniu, trotil, pulbere de aluminiu, apă și îngroșător	1474	6180	990	1,4	465	—	4,8
Acvanit 3 L	Granule de azotat de amoniu, trotil, pulbere de aluminiu, îngroșător și conținut scăzut de apă	840	3880	680	1,45	470	18	5,0

hexogenului și a pulberilor de aluminiu în compoziția lor, formînd *clasa amonitelor de stîncă*.

Amestecuri explozive simple. Acestea sînt constituite din azotat de amoniu pulverulent sau granulat și substanțe combustibile lichide sau solide ca: motorină, negru de fum etc.

Efectul maxim de explozie al amestecului se obține în cazul în care se folosește 94—96 % azotat de amoniu și 6—4% motorină în greutate. Efectul exploziei este influențat de finețea de măcinare a azotatului de amoniu.

Densitatea de încărcare în cazul încărcării mecanice poate ajunge la valori de 1,1 g/cm³, iar în situația încărcării manuale, 0,9 g/cm³.

Amestecurile explozive simple au o tehnologie de preparare simplă, putînd fi realizate chiar la locul de muncă. În prezent amestecurile simpe sînt pregătite fie la locul de muncă, fie la fabrică. La locul de muncă motorina este injectată în sacii cu azotat de amoniu, după care se încarcă în găurile de sondă sau se toarnă peste azotatul de amoniu în vrac, se amestecă și apoi se transportă spre găurile de sondă.

În multe cazuri amestecul de azotat de amoniu și motorină se realizează în stații centrale, din care este preluat cu autocisterne și transportat la locul de folosire. Alteori amestecul se realizează în aparate folosite pentru încărcarea lui în găurile de sondă.

În România amestecurile explozive simple sînt cunoscute sub denumirea de *exploziv AM—1*, folosit în cariere și lucrări miniere subterane.

Explozivul AM—1 are o putere mică de explozie și se folosește în cazul rocilor cu tărie mică și medie. Față de ceilalți explozivi, AM—1 prezintă avantajul că nu conține substanțe carburante și sensibilizatori explozivi — trotil, hexogen, nitroglicerină — are o sensibilitate mică la șocurile mecanice și o securitate deplină la manipulare și transport și un cost scăzut.

Ca dezavantaje se menționează: higroscopicitate ridcată și pierderea calității de detonare în medii umede; aglutinarea amestecului atunci cînd este păstrat în condiții neadecvate; migrarea motorinei atunci cînd se păstrează o perioadă mai îndelungată sau cînd calitatea amestecului este necorespunzătoare.

Pentru eliminarea procesului de aglutinare s-a trecut la utilizarea azotatului de amoniu granulat (94% azotat de amoniu granulat și 6% motorină). În Romania acest amestec este cunoscut sub denumirea de *Nitramon*.

Amestecul de azotat de amoniu și motorină este cunoscut în terminologia internațională din occident sub denumirea de *AN/FO* (Amoniu nitrat + Fuel oil), iar în U.R.S.S. — *Igdanit* și prezintă avantajul unui cost redus și posibilitatea mecanizării încărcării sale în găurile de sondă.

Amestecuri simple aluminizate. Sînt amestecurile simple explozive în compoziția cărora se mai adaugă pulberi de aluminiu în proporție de 4—8%.

Pulberea de aluminiu are un rol dublu: elimină posibilitatea de migrare a motorinei și mărește căldura de explozie.

Datorită energiei volumetrice ridicate, amestecurile simple aluminizate pot fi comparate prin efectul exploziei cu cei mai puternici explozivi.

În Romania amestecurile simple aluminizate sînt denumite *AMAL*.

Dezavantajul acestor amestecuri constă în stabilitatea detonației redusă la umidități mai mari de 2—3%

Explozivi constituiți din azotat de amoniu granulat și trotil granulat. Amestecul se poate prepara în diferite proporții: 79/21, 30/70, 30/70 V și 50/50 V. Cifra de la numărător indică proporția de azotat de amoniu, iar cea de la numitor, trotilul. Simbolul V arată că amestecul este rezistent la apă.

În funcție de proporția celor doi componenți, amestecul poate fi folosit în subteran sau în cariere, în medii uscate sau umede. Compoziția 79/21 este indicată atît lucrărilor miniere subterane cît și carierelor, în timp ce compozițiile 50/30 V, 30/70 V sînt indicate numai carierelor cu conținut ridicat de apă.

Explozivi constituiți din azotat de amoniu granulat, trotil granulat și pulberi de aluminiu. Se folosesc în roci cu tărie și umiditate ridicată și, de asemenea, pentru a valorifica mai rațional capacitatea energetică a trotilului și aluminiului. În U.R.S.S. poartă denumirea de *Gramonal*. Gramonal A—45 este constituit dintr-un amestec de 45% granule de trotil, 47% azotat de amoniu granulat cu 3% pulbere de aluminiu, iar Gramonal A—50 are 50% trotil granulat, 35% azotat de amoniu granulat și 15% pulbere de aluminiu.

Șlamuri explozive. Elaborarea șlamurilor explozive se bazează pe proprietatea azotului de amoniu de a fi solubil în apă și de a forma prin dizolvare soluție suprasaturată cu azotat de amoniu, în calitate de oxidant, capabilă să detoneze. În această soluție suprasaturată cu azotat de amoniu, se adaugă granule de trotil și pulberi de aluminiu — care reprezintă carburanți solizi ai explozivului — și unele adaosuri de îngroșare pentru a da explozivului consistența dorită. Acești explozivi prezintă o serie de avantaje față de amestecurile simple de tipul AN/FO sau AM—1, și anume:

— își păstrează proprietățile detonante timp îndelungat, chiar în găuri cu apă;

— permit îmbunătățirea densității și a energiei potențiale în concordanță cu caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor și granulometria necesară a materialului derocat;

— au o sensibilitate mică față de acțiunile externe, termice și mecanice, permițînd mecanizarea integrală a operațiilor de preparare și încărcare în găuri etc.

Densitatea șlamurilor explozive este de 1,4—1,5 t/m³ și pot fi păstrate în medii umede pe perioade îndelungate, de 10—30 de zile.

Energia exploziei pentru acești explozivi este de 780—900 kcal/kg. Viteza mare cu care se degajă energia exploziei dezvoltă o presiune de detonație în masivul de roci egală cu 70 000 daN/cm², iar în rețelele cu pulberi de aluminiu pînă la 170 000 daN/cm², fiind de 2—5 ori mai mare față de amestecurile simple AN/FO și AM—1, pentru care presiunea de detonație nu depășește 30—35 000 daN/cm².

Cea mai importantă caracteristică a șlamurilor explozive o constituie menținerea presiunii exploziei pe o perioadă îndelungată de timp.

Prin optimizarea raportului dintre componenții carburanți și oxidanți, se asigură acestor explozivi calități detonante deosebite pentru dislocarea rocilor tari și foarte tari, în condiții uscate, umede și foarte umede.

În prezent, U.R.S.S., S.U.A., Suedia, Canada și Japonia au cea mai mare experiență în elaborarea acestei clase de explozivi. În U.R.S.S. șlamurile explozive sînt denumite *acvatoli* și *acvanite*.

În compoziția acvatolilor sînt incluși: — azotatul de amoniu în proporție de 50—60%, azotatul de sodiu pînă la 20%, trotil 10—30%, pulberi de aluminiu pînă la 20%, substanțe de îngroșare 0,5—3%, alte elemente pînă la 0,05%, apă 5—18 %.

Acvanitele — spre deosebire de acvatoli — nu dispun de o consistență fluidă, întrucît conținutul de apă din compoziția lor nu depășește 4—12 %.

În S.U.A. și Canada șlamurile explozive denumite *slurry, slurry blasting agents* (SBA) sau *dense blasting agents* (DBA) sînt comercializate sub denumirea de *Molanite, Tovex Powermex, Powergel* etc., în compoziția cărora se include fie numai pulbere de aluminiu, fie pulbere de aluminiu cu trotil granulat și substanțe de îngroșare.

În comparație cu amestecurile simple, de tipul AM—1 sau Nitramon, șlamurile explozive prezintă următoarele particularități: concentrația volumetrică a energiei este de 1,5—2,5 ori mai mare; presiunea produselor de explozie este mai ridicată și acționează asupra masivului un timp mai îndelungat, din care cauză se asigură o mărunțire mai avansată a rocilor și o reducere a supragabaritelor; au o stabilitate ridicată față de mediile umede.

3.2.2.3. Explozivi pe bază de clorați și perclorați

Acești explozivi se bazează pe faptul că sărurile acizilor cloric și percloric, în procesul exploziei, dezvoltă o cantitate de căldură apreciabilă și o cantitate de oxigen liber, care este utilizat pentru oxidarea unor elemente carburante.

Alături de substanța oxidantă, acești explozivi au în compoziția lor o substanță carburantă lichidă sau solidă, iar uneori un exploziv puternic (nitroglicol, pentrită).

În general, sînt explozivi foarte sensibili la șocuri mecanice, ușor inflamabili, temperatura de aprindere fiind mai mică de 300°C, iar arderea poate trece în detonație dacă masa de exploziv este mai mare de 75 kg.

Nici un exploziv din această grupă nu prezintă siguranță față de amestecurile grizutoase și de pulberi explozive.

Datorită pericolului mare ce-l prezintă la manipulare și costului ridicat, explozivii pe bază de clorați și perclorați în prezent sînt practic inutilizabili.

3.2.2.4. Explovi pe bază de oxigen lichid (oxilievite)

Sînt explozivi care au în compoziția lor substanțe poroase combustibile absorbante (cărbune de lemn, făină de lemn, turbă) îmbibate cu oxigen lichid. Acțiunea explozivă se bazează pe oxidarea carbonului și hidrogenului din substanțele carburante în prezența oxigenului lichid.

Capacitatea explozivă a oxilievitelor depinde de compoziția amestecului absorbant. Pentru diferite compoziții ale acestuia, în amestec cu pulberile metalice se poate obține toată gama de explozivi — de la deflagranți pînă la brizanți de tipul dinamitei.

Explozivii pe bază de oxigen lichid sînt sensibili la șoc, nu prezintă siguranță față de amestecurile grizutoase și pulberi explozive, și nu se pot utiliza în locurile umede.

În etapa actuală oxilievitele nu mai sînt folosite în industria minieră.

3.2.2.5. Pulberea neagră

Pulberea neagră, primul exploziv folosit în exploatările miniere, este un amestec dintre o substanță oxidantă (azotat de potasiu), o substanță carburantă (cărbune de lemn) și un liant activ — sulful — ce favorizează trecerea oxigenului de la oxidant la carburant.

Se prezintă sub formă de granule brun-cenușii cu irizații metalice, mărimea de 1,03—4,7 mm și cu o greutate specifică de 1,6 — 1,89 g /cm³.

Este un exploziv sensibil la percuție și frecare, ușor inflamabil, temperatura de aprindere fiind de circa 300°C. În cantități mari, arderea trece în explozie.

Viteza de detonație este relativ mică, cuprinsă între 60—600 m/s — în funcție de intensitatea impulsului exterior — ceea ce o situează în grupa explozivilor lenți.

Prezența umidității determină reducerea sau pierderea totală a proprietăților detonante, umiditatea maxim admisă fiind de 1%.

Pulberea neagră se folosește în cantități mari la fabricarea fitilului *Bickford* precum și la efectuarea unor lucrări de împușcare în cariere, atunci cînd se urmărește desprinderea rocilor în blocuri mari.

3.2.3. EXPLOZIVI DE SIGURANȚĂ

Prin explozivi de siguranță se înțeleg explozivii folosiți în exploatările miniere care sînt mai puțin sensibili la lovituri, manipulare, transport precum și explozivii folosiți în exploatările carbonifere cu concentrații de gaze sau praf de cărbune; explozivii antigrizutoși sau explozivii folosiți în subteran la temperaturi ridicate; explozivi termorezistenți.

3.2.3.1. Explozivi de siguranță mai puțin sensibili la lovituri, manipulare și transport

Din această grupă fac parte explozivii care au la bază următoarele substanțe explozive: azotatul de amoniu, clorații de K și Na, perclorații de K, Na, amoniu și azotatul de Ca. Cea mai largă utilizare o au explozivii cu azotat de amoniu.

Clorații de potasiu ($KClO_3$) și de sodiu ($NaClO_3$), amestecați cu diferite substanțe combustibile sau explozive, formează explozivi foarte puternici dar cu o sensibilitate la șocuri mai redusă. Ei au avantajul că sînt mai puțin higroscopici decît explozivii cu bază de azotat de amoniu.

Necesită explozivi de inițiere puternici.

3.2.3.2. Explozivi de siguranță antigrizutoși

În minele de cărbuni cu emanații de gaze, metanul formează în anumite proporții cu aerul un amestec exploziv denumit *grizu*, care în contact cu o sursă de căldură se aprinde sau explodează.

Amestecul care produce cele mai puternice explozii corespunde unei compoziții de 9,46% metan și 90,54 % aer. Pentru această compoziție, cantitatea de oxigen din atmosfera minei este suficientă arderii complete a întregii cantități de metan, explozia desfășurîndu-se după următoarea reacție:

$$CH_4 + 2O_2 = CO_2 + 2H_2O + 192 \text{ kcal/mol (800 kJ/mol)}$$

Cercetările mai noi au adus o serie de completări în interpretarea reacției explozive a metanului, fiind prezentată ecuația:

$$9{,}46\ CH_4 + 90{,}54 \cdot 0{,}209\ O_2 + 90{,}54 \cdot 0{,}791\ N_2 = 9{,}46\ CO_2 +$$

$$+ 18{,}92\ H_2O + 71{,}62\ N_2 + 1\,809\,000\ \text{kcal}$$

În ecuația de mai sus: 90,54 reprezintă cantitatea în kilomoli de aer, iar 9,46 cantitatea în kilomoli de metan; 0,209 (20,9 %) este conținutul de oxigen în aerul de mină, iar 0,791 (79,15 %) — conținutul de azot, argon și alte gaze în aerul de mină.

Pentru concentrații mai mari de metan explozia este incompletă, întrucît cantitatea de oxigen nu mai este suficientă pentru o ardere completă, iar surplusul de metan nu participă în reacție, rezultînd gazele tipice unei arderi incomplete (CO, H_2).

Limita inferioară de explozie a metanului din amestec este de 5 %, iar limita superioară 15%. Aceste limite sînt influențate de temperatură, presiune și existența în amestec a unor gaze și pulberi de praf care se pot întîlni în lucrările miniere.

Aprinderea amestecului metan-aer prezintă o particularitate față de cele mai multe sisteme gazoase combustibile. Astfel, în contact cu sursa de căldură, metanul nu se aprinde imediat, ci după o anumită perioadă de întîrziere, numită *perioadă de inducție*.

Cercetările experimentale au arătat că temperatura minimă de aprindere a metanului în amestec cu aerul este de 650°C, iar pentru această temperatură perioada de întîrziere este de 10 s.

Datorită întîrzierii exploziei metanului, atunci cînd vine în contact cu o sursă de căldură, a devenit posibilă utilizarea explozivilor în minele grizutoase. Perioada de întîrziere a exploziei metanului scade odată cu creșterea temperaturii. La temperatura de 650°C explozia are loc după 10 s, la 756°C după 1s, la 800°C după 0,5 s, iar la 1 000° după 0,04 s.

Între cauzele care pot produce explozia amestecului metan-aer, lucrările de împușcare participă cu o pondere de 19—20 %. După efectuarea lucrărilor de împușcare au loc degajări intense de metan și praf de cărbune, care se amestecă cu aerul din atmosfera locului de muncă, formînd amestecul exploziv metan-aer-praf cărbune, și care poate fi aprins de produsele de explozie a căror temperatură depășește temperatura minimă de aprindere a metanului.

Praful de cărbune devine periculos la explozie, pentru un conținut de materii volatile (metan, etan, propan) mai mare de 10 % și o granulație mai mică de 75 microni.

Concentrarea cea mai periculoasă este de 300—600 g praf la $1m^3$ aer, cu limita inferioară de 10—40 g/m^3 aer și limita superioară de 2 000 g/m^3.

Pentru preîntîmpinarea exploziilor la lucrările de împușcare, Normele departamentale de protecția muncii prevăd printre altele ca măsură principală utilizarea unor explozivi speciali denumiți *explozivi de siguranță antigrizutoși*.

Asupra exploziei amestecului metan-aer s-au emis mai multe ipoteze. În urma studiilor a fost emisă *ipoteza termică* potrivit căreia, amestecul metan-aer se poate aprinde datorită temperaturii ridicate a produselor de explozie.

Potrivit ipotezei termice, aprinderea amestecului metan-aer devine inevitabilă, dacă temperatura produselor de explozie este mai mare de 2000°C și nu va avea loc dacă temperatura produselor de explozie va fi mai redusă de 650°C.

Temperatura produselor de explozie este însă mult mai ridicată față de temperatura minimă de aprindere a metanului. Chiar și pentru explozivii de siguranță antigrizutoși, temperatura menționată este de 1 700—2 000°C.

Dacă însă temperatura ridicată a produselor de explozie acționează asupra amestecului metan-aer o perioadă mai redusă de timp față de perioada de întîrziere a aprinderii metanului, atunci explozia amestecului nu va mai avea loc; cu alte cuvinte, dacă produsele de explozie se vor răci într-o perioadă mai mică de timp față de timpul de întîrziere, atunci aprinderea amestecului metan-aer va putea fi evitată. Potrivit acestei teorii, explozivii de siguranță antigrizutoși vor prezenta un grad mult mai ridicat de securitate, cu cît vor fi mai reduse temperatura produselor de explozie și timpul lor de acțiune asupra amestecului metan-aer.

Teoria termică a fost ulterior dezvoltată emițîndu-se așa-numita *teorie termică nouă*, datorită căreia amestecul metan-aer se va aprinde în cazul cînd produsele de explozie dispun de o energie suficientă pentru a fi capabile să împingă întregul amestec gazos pînă la temperatura de aprindere.

Dacă se notează cu: h — cantitatea de căldură a unei molecule din gazele de explozie, necesară să ridice temperatura întregului amestec metan-aer pînă la temperatura de aprindere și cu q — cantitatea de căldură conținută de o moleculă a produselor de explozie, aprinderea amestecului mentan-aer nu se va pro duce în condițiile în care q are valoarea mai mică

decît h. Pentru aceasta este necesar ca și în compoziția explozivilor să se introducă substanțe inhibitoare, într-o astfel de cantitate încît căldura conținută într-un volum al gazelor de explozie, în momentul formării lor, să fie mai mică decît valoarea lui h.

Dacă cantitatea de căldură a unei molecule gram aferentă produselor de explozie notată cu q are valoarea mai mică decît h, nu se poate produce aprinderea amestecului metan-aer.

Relația $q < h$ exprimă condiția de antigrizutanță a unui exploziv, ceea ce înseamnă că o moleculă gram de produse gazoase rezultate trebuie să aibă căldura mai mică decît căldura de aprindere a metanului. Diferența dintre h și q se numește *indice de antigrizutanță*.

În consecință, în minele grizutoase trebuie admiși numai explozivii de siguranță antigrizutoși cu temperatură scăzută a produselor de explozie. În acest scop, în compoziția explozivilor se includ substanțe care dispun de capacitatea de a absorbi căldura produselor de explozie denumite *substanțe inhibitoare* dintre care sărurile halogene dispun de cele mai ridicate calități inhibitoare. Adaosul unui procent de 20 % ClNa reduce cantitatea de căldură și temperatura gazelor de explozie cu 25—30 %.

O altă soluție pentru creșterea gradului de securitate a lucrărilor de împușcare constă în introducerea cartușelor în învelișuri din substanțe inerte cu proprietăți inhibitoare.

Explozivii de siguranță antigrizutoși cu înveliș din substanțe inhibitoare, denumiți și *explozivi antigrizutoși mântăluiți*, au fost mult timp utilizați în minele de cărbune din Belgia și Anglia.

Verificarea explozivilor de siguranță antigrizutoși. Verificarea explozivilor antigrizutoși se face într-un tunel metalic unde, pe baza observațiilor, se constată dacă explozivul supus verificării aprinde amestecul metan-aer sau metan-aer-praf de cărbune la concentrația cea mai periculoasă.

Tunelul, cu diametrul de 1,5 m și lungimea de 15 m, este prevăzut cu o cameră de explozie având volumul de 9 m^3 și o cameră de detentă cu un volum de 17,2 m^3.

Încărcăturile de exploziv sînt introduse într-un mortier de oțel prevăzut cu un canal central având lungimea de 900 mm și diametrul de 50 mm, cu ajutorul căruia se poate modela comportarea încărcăturilor în găurile de mină. Mortierul se așază în camera de explozie a tunelului (fig. XVIII.8) și se încarcă cu 600 g din explozivul supus verificării, reprezentînd încărcătura limită. În camera de explozie a tunelului se creează cea mai

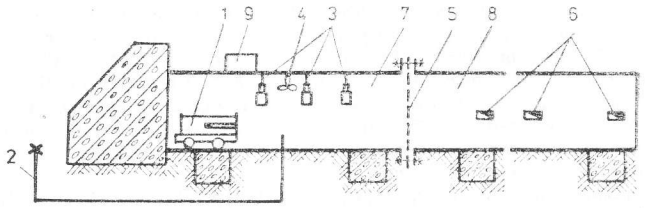


Fig. XVIII.8. Verificarea explozivilor de siguranță antigrizutoși în tunelul de încercări :

1 — mortier cu gaură centrală în care se introduce încărcătura de exploziv; *2* — conducta de alimentare cu metan; *3* — saci cu praf de cărbune care prin explodare formează un nor de praf; *4* — ventilator de omogenizare; *5* — diafragmă de hîrtie care separă camera de explozie de cea de detentă; *6* — ferestre de observare; *7* — cameră de explozie; *8* — cameră de detentă; *9* — ventilator de aerisire.

periculoasă concentrație de metan-aer sau metan-aer-praf cărbune. În astfel de condiții se fac 10 încercări, sau 10 trageri, în timpul cărora explozivul supus verificării nu trebuie să aprindă amestecul metan-aer sau metan-aer-praf cărbune. Dacă încărcătura limită nu a reușit să aprindă amestecul menționat, explozivul este omologat și recomandat pentru utilizare pe scoară industrială. Din motive de siguranță, încărcătura limită pe gaura de mină în cărbune este de 500 g, iar în steril de 600 g.

Elaborarea explozivilor de siguranță antigrizutoși. Explozivii de siguranță antigrizutoși trebuie să îndeplinească următoarele condiții :

— căldura de explozie să nu fie mai mare de 900 kcal/kg ;

— potențialul explozivului să fie limitat la valori la 100—240 cm^3 pentru cărbune și 240—300 cm^3 pentru steril ;

— să asigure o bună detonație ;

— bilanțul de oxigen să fie nul sau ușor pozitiv, pentru a nu se putea forma gaze ce ar activiza aprinderea metanului (CO, N_2, NO_2, O_2) ;

— să conțină substanțe inhibitoare.

Explozivii antigrizutoși sînt grupați în următoarele clase :

— explozivi admiși numai pentru împușcare în steril, încadrați în clasa III ;

— explozivi admiși pentru lucrările de împușcare în cărbune, încadrați în clasa IV ;

— explozivi cu siguranță mărită admiși în locuri de muncă cu degajări intense de metan, încadrați în clasa V ;

— explozivi cu un înalt grad de siguranță admiși pentru locuri de muncă cu grad de periculozitate deosebit de ridicat.

Explozivi destinați numai pentru efectuarea lucrărilor de împușcare în steril (clasa III). În această clasă este inclus *explozivul de siguranță antigrizutos AGS—1*, cu următoarele caracteristici : căldura de explozie de 655 kcal/kg, temperatura de explozie 2190°C, volumul de gaze de 625 l/kg. Cartușele de exploziv AGS—1 sînt învelite în hîrtie de culoare roșie.

Explozivi indicați pentru executarea lucrărilor de împușcare în cărbune (clasa IV). În această clasă este încadrat *explozivul de siguranță antigrizutos AGC—1*, folosit atît la săparea lucrărilor miniere de pregătire în cărbune cît și la efectuarea lucrărilor de împușcare în abataje. Cartușele de exploziv AGC—1 sînt învelite în hîrtie de culoare albastră.

Un nou exploziv de siguranță antigrizutos este *explozivul AG* cu calități detonante superioare, care poate fi utilizat atît în cărbune cît și în steril. Este învelit în hîrtie de culoare alb-gălbuie. Compoziția și caracteristicile detonante ale explozivilor AGS-1, AGC—1 și AG sînt prezentate în tabelul XVIII.13.

Centrul de Cercetări pentru Securitate Minieră din Petroșani (C.C.S.M.) a elaborat recent noul *exploziv de siguranță antigrizutos AGO*, care conține săruri alcaline inerte din grupa oxalaților de amoniu și *explozivul SM* (siguranță metan). Ambele sorturi au în compoziția lor substanțe inerte inhibitoare.

În afară de explozivii antigrizutoși obișnuiți la care antigrizutanța se realizează prin raportul favorabil al constituenților (oxidant — combustibil — săruri inhibitoare), în practica mineritului mondial se mai realizează și folosesc *explozivi ușurați* și *explozivi cu schimbători de ioni*.

Explozivii ușurați se realizează prin reducerea densității explozivilor antigrizutoși. Astfel se asigură o accelerare a reacției de descompunere în gaura de mină, ceea ce reduce posibilitatea expandării în atmosfera explozivă înconjurătoare a unor produse intermediare ale reacției. Reducerea densității se realizează prin introducerea în compoziția explozivului a unor substanțe foarte ușoare ca : turbă, făină de lemn, spumă de uree etc., obținîndu-se astfel explozivi cu o densitate de 0,8 g/cm^3.

Tabelul XVIII.13

Explozivi de siguranță antigrizutoși folosiți în România

Specificație	U.M.	AGC_1	AGS_1	AG
Nitroglicerină	%	10±0,5	10±0,5	10,5±0,5
Azotat de amoniu	%	40±1	51±1	57±1
Sulfat de sodiu	%	23,8±0,7	26±0,7	—
Clorură de sodiu	%	20±0,5	5±0,5	30,5±1
Făină de lemn	%	6,20±0,5	8±0,5	2
Densitate	g/cm³	0,9—1,15	0,9—1,15	1,10
Umiditate, max.	%	1	1	1
Capacitate de lucru (Trauzl)	cm³	140	200	230
Brizanță (Hess)	mm	9	10	10,5
Sensibilitate la detonație	cm	4	4	4
Încărcătură limită:				
— față de metan	g	600	600	600
— față de praf de cărbune	g	700	—	700

Explozivii cu schimbători de ioni se realizează dintr-un amestec constituit — pe lîngă alte substanțe — din clorură de amoniu și azotat de sodiu, din care în reacția de descompunere se formează clorură de sodiu în stare născîndă cu calități inhibitoare superioare. Acești explozivi prezintă o siguranță foarte ridicată, încărcătura limită care nu aprinde metanul fiind de 2 200 g.

Acești explozivi au însă caracteristici balistice inferioare explozivilor antigrizutoși obișnuiți. Potențialul redus — de circa 120 cm³ — al explozivilor cu schimbători de ioni se compensează însă prin posibilitatea măririi încărcăturii pe gaură, fără riscuri.

În țara noastră, ca exploziv de înaltă siguranță cu detonație selectivă, se experimentează în prezent, la C.C.S.M. — Petroșani, *explozivul DS* destinat pentru lucrările de împușcare în cărbuni friabili și șisturi bituminoase.

În tabelul XVIII.14 sînt prezentați cîțiva explozivi antigrizutoși fabricați în străinătate.

Cauzele rateurilor explozivilor de siguranță antigrizutoși. Datorită calității necorespunzătoare a explozivilor de siguranță antigrizutoși sau a nerespectării tehnologiei de împușcare se pot produce rateuri a găurilor de mină ca urmare, fie a trecerii detonației în deflagrare, fie datorită *efectului de canal* ce se manifestă atunci cînd între cartușele de exploziv și pereții găurii de mină rămîne un spațiu liber sau datorită pătrunderii produselor de explozie în găurile de mină învecinate etc.

Pentru prevenirea rateurilor și aprinderii amestecului metan-aer-praf de cărbune s-au elaborat o serie de măsuri care se referă pe de o parte la utilizarea unor explozivi cu un înalt grad de rezistență față de efectul de canal, iar pe de altă parte la tehnologia de împușcare și la asigurarea unui climat în frontul de lucru care să împiedice aprinderea amestecului gaz-aer-praf de cărbune prin inertizarea atmosferei locului de muncă cu praf inert sau apă și utilizarea spumanților și a sărurilor de inertizare.

În condiții deosebit de periculoase, cu degajări intense de metan, este indicată înlocuirea explozivilor de siguranță antigrizutoși cu metode speciale de împușcare, cunos-

Tabelul XVIII.14

Explozivi antigrizutoși fabricați în străinătate

Țara	Denumirea explozivului	Caracteristici										
		Greutatea specifică [daN/dm³]	Temperatura de explozie [°C]	Căldura de explozie [kcal/kg]	Viteza de detonație [m/s]	Capacitate de lucru în mortier balistic [% față de gelatina explozivă]	Capacitate de lucru (Trauzl) [cm³]	Brizanța ambilor cilindri (Hess) [mm]	Sensibilitatea la detonație minim [cm]	Încărcătură limită în mortier cu gaură centrală: față de metan [g]	Încărcătură limită în mortier cu gaură centrală: față de praf cărbune [g]
U.R.S.S.	Amonit PJV 20	1,15	2060	800	4000	—	265	15	4	—	900
	Echivalent E6	1,15	—	—	2300	—	140	8	4	1000	1000
Cehoslovacia	Syterit 18	1,05	2330	835	3800	57	280	12	3	1200	1200
	Semtinit 46	1,6	1520	500	4300	36	170	9,5	2	1200	1200
	Ostravit (cu schimbători de ioni)	1,28	894	289	1700	35	110	5,5	20	—	—
Ungaria	Nitrocerlusit	1,03	1770	608	3350	—	220	11	3	—	—
Iugoslavia	Metan Kamniktit	1,13	1770	603	3250	—	220	14	4	450	600
Polonia	Metanit D2	1,0	—	—	1750	—	200	—	6	500	500
R.D.G.	Weter-arit A	—	—	—	5200	—	190	—	6	—	—
Anglia	Caribel (cu schimbători de ioni)	—	—	—	1500	—	—	—	—	670	—
	Carrifrax	—	—	—	—	—	—	—	—	1020	—
Franța	GC 16 (couche amélioré)	1,0	—	—	2000	40	—	—	—	—	—

cute sub denumirea de *metode de împușcare fără flacără*, care se bazează pe utilizarea presiunii ridicate a unor gaze inerte sau a aerului comprimat pentru dislocarea cărbunelui din masiv. În prezent se utilizează următoarele procedee de împușcare fără flacără :

— procedeul *Cardox* care utilizează bioxidul de carbon lichid și apoi trecerea acestuia prin încălzire în stare gazoasă ce dezvoltă o presiune capabilă să producă dislocarea cărbunelui (explozie fizică) ;

— procedeul *Hidrox* care are încărcătura formată dintr-un amestec de azotat de amoniu, nitrat de magneziu și făină de lemn. În urma reacțiilor chimice ce se produc se degajă CO_2 și H_2ON_2 ;

— procedeul *Aerdox* la care cartușul se încarcă cu aer comprimat.

3.2.4.3. Explozivi de siguranță termorezistenți

În unele mine de minereuri metalifere roca mineralizată în contact cu aerul se oxidează intens și degajă căldură care poate ajunge pînă la 100—120°C.

În aceste condiții explozivii ordinari se deteriorează sau utilizarea poate deveni periculoasă, întrucît sub influența căldurii degajate de rocă poate avea loc deflagrarea sau detonarea prematură a încărcăturilor de exploziv, ca urmare a reacției chimice de descompunere a explozivului. Temperatura minimă la care reacția de descompunere primește caracter exploziv se numește *temperatură de decreptație*. Din această cauză explozivii ordinari nu pot fi folosiți la temperaturi de peste 50°C.

Pentru efectuarea lucrărilor de împușcare în locurile cu degajări mai mari de căldură, în România se utilizează *exploziul de siguranță termorezistent TR—1* care are următoarea compoziție : 20 % trotil, 79 % azotat de amoniu și 1 % făină de lemn. Acest exploziv poate fi utilizat pînă la temperatura de 80—100°C. Caracteristicile sale fizice și balistice sînt prezentate în tabelul XVIII.9.

3.2.4.4. Explozivi rezistenți la apă sub presiune

Experiența acumulată pe plan mondial arată necesitatea de a se utiliza la împușcarea sub presiune de apă în minele grizutoase și cu pericol de praf exploziv, numai a explozivilor antigrizutoși, ca și la împușcarea normală.

Explozivii întrebuințați trebuie să fie capabili să detoneze și după ce sînt menținuți în apă sub presiune.

Cercetările făcute în acest sens au arătat că se pot utiliza fie explozivi gelatinoși, rezistenți la apă, fie explozivi pulverulenți, încartușați special cu protecție contra apei. Pentru a asigura transmiterea detonației în întreaga încărcătură de exploziv din gaura de mină, încărcătura este constituită dintr-un cartuș unic de lungime necesară, plasat într-o manta de plastic.

În tabelul XVIII.15 sînt prezentați cîțiva explozivi antigrizutoși rezistenți la apă sub presiune.

Tabelul XVIII.15

Explozivi antigrizutoși rezistenți la apă sub presiune

Caracteristici	Franța		Belgia
	H_3	H_{15}	Kempenit
Densitate	1,65	1,80	—
Viteză de detonație sub presiunea apei, m/s	6200	6200	2152
Presiunea apei maxim admisă, daN/cm²	25	25	30

4. MIJLOACE DE APRINDERE A EXPLOZIVILOR ȘI DE INIȚIERE A EXPLOZIILOR

În grupa mijloacelor de inițiere a exploziilor sînt cuprinse *capsele detonante, fitilul Bickford* și *fitilul detonant*. Atît capsele detonante cît și fitilul detonant conțin *substanțe explozive de inițiere*, care detonează sub acțiunea unei flăcări sau scîntei, formînd o undă dinamică de șoc, sau impulsul inițial, care provoacă detonarea încărcăturilor de exploziv.

Explozivii de inițiere se împart în două grupe :

— *primari*, care detonează ușor în urma unei încălziri, frecări sau a unui șoc ;

— *secundari*, care detonează sub acțiunea undei de șoc a explozivului primar.

Ca explozivi de inițiere primari se folosesc *fulminatul de mercur, azotura de plumb* și *trinitrorezorcinatul de plumb*, iar ca explozivi de inițiere secundari *tetrilul, thenul* și *hexogenul*. În tabelul XVII.16 sînt prezentate principalele caracteristici ale substanțelor explozive de inițiere.

Explozivii de inițiere se introduc în tuburi metalice (cupru, aluminiu, oțel) cu diametrul de 7 mm și lungimea de 40—80 mm, închise la un capăt, și care conțin explozivii de inițiere primari și secundari într-o cantitate de maximum 2 g numite *capse detonante*.

După modul de aprindere al încărcăturii de inițiere, capsele detonante se împart în două categorii :

— capse detonante *pirotehnice*, care se aprind de la o flacără deschisă transmisă prin intermediul fitilului *Bickford* ;

— capse detonante *electrice*, care se aprind prin intermediul unui dispozitiv electric fixat în continuarea capsei detonante.

La fabricarea capselor se are în vedere faptul că fulminatul de mercur în contact cu aluminiul formează fulminați sensibili, după cum azotura de plumb în contact cu cuprul formează acizi foarte periculoși.

Ca urmare, la realizarea încărcăturilor de inițiere în tuburile de cupru se va introduce fulminat de mercur, iar în tuburile de aluminiu se va folosi azotura de plumb.

Tabelul XVIII. 16

Substanţe explozive de inerţie

Denumirea	Caracteristici şi proprietăţi	Greutatea specifică [daN/dm³]	Bilanţul de oxigen [%]	Temperatura de explozie [°C]	Căldura de explozie [cal/kg]	Viteza de detonaţie [m/s]	Volum de gaze [l/kg]	Proba Trauzl [cm³]
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Fulminat de mercur $Hg(CNO)_2$	Pulbere de cristale mărunte de culoare albă sau cenuşie. Pînă la 50 °C este foarte stabil. La temperaturi mai ridicate începe să se descompună. În stare uscată este foarte sensibil şi chiar o uşoară zgîriere poate produce explozia. În stare presată este mai puţin sensibil la acţiuni exterioare de orice gen, din care cauză capsele detonante cu fulminat de mercur presat se pot transporta, pe cînd transportul său în stare pulverulentă este interzis. Nu este higroscopic însă capsele încărcate cu el trebuie să fie ferite de umezeală, deoarece fulminatul de mercur umezit păstrează umiditatea şi în această stare produce rateuri.	3,5	−11,8	4450	405	6500	316	110
Azotură de plumb $Pb(N_2)_3$	Pulbere de cristale fine albe, care sub influenţa luminii devin galbene. Nu-şi pierde proprietăţile explozive sub influenţa umidităţii şi face explozie chiar cu o umiditate de 30%. Din punct de vedere al acţiunii şocurilor sau a flăcării este mai puţin sensibilă decît fulminatul de mercur. Din această cauză, în capse, peste ea se presează mici cantităţi de trinitroresorcinat de plumb care se aprinde mai uşor. Azotura de plumb are o capacitate de iniţiere mai puternică decît fulminatul de mercur şi permite folosirea ei în capse în cantităţi mai mici.	4,6	—	4300	381	5300	308	115

Tabelul XVIII.16 (continuare)

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Trinitrorezorcinat de plumb (teneres) $C_6H(NO_2)_3O_2PbH_2O$	Cristale galben-aurii care la aer se înegresc. Este puţin higroscopic şi umiditatea nu-i alterează proprietăţile explozive. Nu reacţionează cu metalele. Sensibilitatea la şoc este de aproximativ 6 ori mai mică decît a fulminatului de mercur şi de 2 ori mai mică decît a azoturii de plumb. Reacţionează mai uşor la flacără în comparaţie cu azotura de plumb.	2,0	−56	3030	418	5200	448	—
Tetril $C_7H_5N(NO_2)_4$	Pulbere cristalină de culoare galbenă-deschisă. Nu reacţionează cu metalele. Umiditatea nu-i alterează proprietăţile explozive. La frecare şi şoc este incomparabil mai puţin sensibil decît celelalte substanţe explozive de iniţiere.	1,6	−47,4	3810	1078	7200	442	350
Hexogen $C_3H_6N_3(NO_2)_3$	Pulbere cristalină de culoare albă care nu-şi modifică proprietăţile sub influenţa umidităţii. Sensibilitatea la şoc a hexogenului este aproximativ asemănătoare tetrilului.	1,7	—	3850	1500	8300	908	520
Ten (pentrit) $C(CH_2ONO_2)_4$	Pulbere cristalină de culoare albă. Este insolubil în apă şi nu-şi pierde proprietăţile explozive în prezenţa umidităţii. Se aprinde greu. Aprins în cantităţi mici arde liniştit, dar în cantitate de peste 1 kg face explozie. Sensibilitatea la acţiuni mecanice este egală cu a tetrilului.	1,75	−10,1	4000	1410	8400	780	500

4.1. APRINDEREA EXPLOZIVILOR CU AJUTORUL FITILULUI ŞI CAPSELOR DETONANTE PIROTEHNICE

4.1.1. FITILUL BICKFORD

Fitilul *Bickford* denumit şi *fitil de amorsare* este format dintr-un miez continuu de pulbere neagră prevăzut în centru cu un fir de bumbac şi protejat cu ajutorul unui înveliş format din trei straturi de bumbac sau iută împletite.

Cantitatea de pulbere neagră este astfel calculată încît să revină 5 g pe 1 m de fitil. În funcţie de condiţiile de lucru, se fabrică două tipuri de filtil *Bickford* şi anume :

— pentru locuri uscate sau umede ;

— pentru lucrări sub apă sau în locuri cu apă.

La ambele tipuri de fitile, firele de bumbac sau iută din straturile 2 şi 3 sînt impregnate cu bitum ; în plus, la tipul al doilea, stratul 3 este acoperit cu masă de cauciuc.

Fitilul *Bickford* nu este admis în minele grizutoase şi în minele cu pulberi explozive, deoarece flacăra care se produce la arderea pulberii negre poate produce aprinderea amestecului metan-aer-praf cărbune.

Fitilul *Bickford* trebuie să îndeplinească următoarele condiţii ; să aibă diametrul exterior de 4,8 — 5,5 mm pentru a putea fi introdus în lăcaşul liber al capsei detonante ; aspectul exterior să fie uniform, fără crăpături sau rupturi ; să ardă numai miezul, nu şi învelişul, iar timpul de ardere să fie de 100—125 s/m.

Tehnologia aprinderii explozivilor cu capse pirotehnice şi fitil *Bickford* constă în controlul şi tăierea fitilului în funcţie de adîncimea găurii de mină, prinderea capsei la fitil, amorsarea cartuşului cu capsă pirotehnică şi fitil şi aprinderea fitilului. Lungimea minimă admisă de Normele departamentale de protecţia muncii este de 120 cm, crescînd cu cîte 10 cm pentru fiecare gaură de mină în plus. Găurile de mină care se impuşcă simultan vor avea aceeaşi lungime de fitil.

Capătul de fitil care este fixat la capsă se taie perpendicular, pentru ca jetul de flacără să aprindă în mod cert încărcătura primară din capsă.

Fixarea capsei la fitil se efectuează cu ajutorul unui cleşte special.

Amorsarea cartşului de exploziv constă în introducerea capsei detonante în cartuşul exploziv,.

Aprinderea fitilului se face de artificier cu ajutorul unui chibrit sau o bucată de fitil de amorsare. Un artificier poate aprinde cel mult 8 găuri de mină cu fitil.

Avantajele mijloacelor pirotehnice de iniţiere constă în simplitatea operaţiilor şi siguranţă faţă de efectele descărcărilor electrice atunci cînd se lucrează în cariere, sau construcţii hidrotehnice din zone montane.

Dezavantajele sînt determinate de limitarea numărului de încărcături care pot fi iniţiate şi de faptul că artificierul se găseşte în frontul de lucru atunci efectuează aprinderea fiecărui fitil.

4.1.2 FITILUL DETONANT

Aprinderea explozivilor cu fitil detonant se utilizează în exploatările la zi şi în minele de minereuri metalifere. Acest fitil constă dintr-un miez format din explozivi de iniţiere (then, hexogen) cu o greutate de 12 gf/m şi un înveliş format din două straturi de bumbac, protejat în exterior de un înveliş de masă plastică. Învelişul de masă plastică

este colorat în roşu, verde, albastru, roz sau portocaliu pentru a fi mai uşor deosebit de fitilul *Bickford*.

În tabelul XVIII.17 sînt prezentate cîteva tipuri de fitile detonante utilizate în România.

Fitilul detonant are diametrul de 4,8—5,8 mm şi viteza de detonaţie cuprinsă între 6 000 şi 7 400 m/s. Aprinderea fitilului detonant se face cu ajutorul unei capse

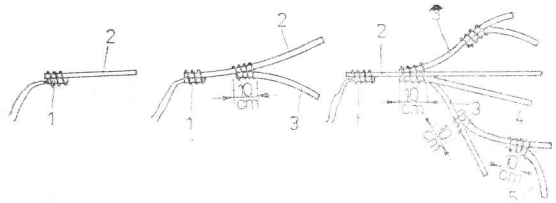


Fig. XVIII.9. Iniţierea şi transmiterea detonaţiei cu ajutorul fitilului detonant :

1 — capsă detonantă ; *2* — conductor principal de fitil detonant ; *3, 4, 5* — conductori secundari de fitil detonant.

detonante care se leagă de fitil cu o bandă izolatoare sau sîrmă izolată. Unda detonantă produsă de capsă este transmisă fitilului, iar unda detonantă dată de fitil se transmite încărcăturilor de exploziv. Fitilul detonant îşi păstrează calităţile detonante în medii umede datorită izolaţiei sale, dar este mai puţin rezistent în mediile cu temperaturi ridicate. În prezent se produc fitile detonante termorezistente care rezistă la temperaturi de peste 120°C.

Cînd împuşcarea se face în găuri de sondă se întocmeşte *reţeaua de împuşcare* formată din : capsa detonantă, fitilul detonant principal şi fitilele detonante care se ramifică în fiecare gaură de sondă (fig. XVIII.9).

Pentru realizarea întîrzierii detonaţiei (treptele de întîrziere milisecundă) se folosesc relee pirotehnice. Acestea constau dintr-un tub rigid de carton sau metal de 138 mm lungime şi 7,1 mm diametru, ce conţine o substanţă pirotehnică de întîrziere din oxid de cupru şi o capsă detonantă (fig. XVIII.10).

Folosirea fitilului detonant şi a releelor pirotehnice asigură o utilizare raţională a energiei explozivilor şi o siguranţă ridicată.

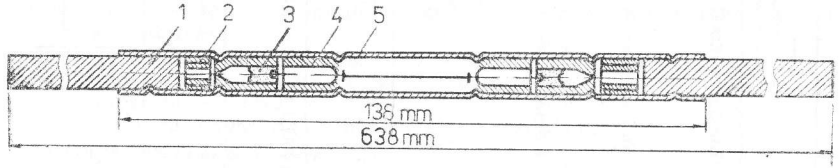


Fig. XVIII.10. Releu de întîrziere cu dublu sens de transmitere a detonaţiei :

1 — fitil detonant ; *2* — capsă detonator ; *3* — substanţă de întîrziere ; *4* — căpăcel intermediar ; *5* — tub metalic.

Tipuri de fitile detonante utilizate în România *Tabelul XVIII.17*

TIPUL	CARACTERISTICI				Termen de garanție
	Viteza de detonație [m/s]	Ø exterior [mm]	Încărcătura [g/m]	Construcție	
DETOCORD P 12 (România)	6000—7400	5,3	12	Fir marcare gri-negru; exploziv PETN; folie sintetică; două înfășurări din fire de bumbac, manta PVC albastră	1 an
DETOCORD P 20 (România)	6000—7400	6,1	20	Fir marcare gri; exploziv PETN; folie sintetică; două înfășurări din fibre de bumbac; manta PVC roz	1 an
DETOCORD H 20 (România	6000—7400	6,3	20	Fir marcare alb; exploziv ROX; folie sintetică; două înfășurări din fire de bumbac; manta PVC roz	1 an
DYNACORD (R.F.G.)	6500	5,3	12	Fir marcare roșu-violet; exploziv PETN; folie sintetică; două înfășurări din fire de bumbac; manta PVC verde	2 ani
DETONEX (ELVEȚIA)	7000	5,2	12	Fir marcare alb; exploziv PETN; fibra în lung; o înfășurare din fibre sintetice; manta PVC portocaliu	2 ani
NP—v (CEHOSLOVACIA)	6000	5,5	12,5	Fir marcare alb; exploziv pentrital; folie sintetică; două înfășurări din fibre de bumbac; manta PVC verde	2 ani
NPK (R.D.G.)	6000—7000	5	12	Fir marcare alb; exploziv NITROPENTA; două înfășurări din fibre de bumbac; manta PVC roșie	4 ani
(BULGARIA)	6500	6,3	12	Fir marcare alb; exploziv NITROPENTA; două înfășurări din fibre de bumbac; manta PVC roșie	—
(U.R.S.S.)	6750	6,5	12	Fir marcare alb; exploziv NITROPENTA; două înfășurări din fibre de bumbac; manta PVC roșie	—

4.1.3. CAPSE DETONANTE PIROTEHNICE

Capsa detonantă pirotehnică constă (fig. XVIII.11) dintr-un tub metalic (aluminiu, alamă, cupru, oțel) sau carton presat (*1*) deschis la unul din capete și umplut pe o porțiune de 2/3 din lungimea sa cu exploziv de inițiere primar (*3*, *4* și *5*) și secundar (*6*). Explozivii de inițiere sînt acoperiți cu căpăcelul (*2*), prevăzut cu un orificiu de transmitere a flăcării.

Fig. XVIII.11. Capsă detonantă pirotehnică — tip **CM:**

1 — tub metalic; *2* — căpăcel; *3* — încărcătură de aprindere (pulbere neagră); *4* — încărcătură de inițiere (fulminat de mercur sau azotură de plumb); *5* — încărcătură intermediară (tetril sau alt exploziv brizant); *6* — încărcătură brizantă (idem ca la *5*).

În prezent, pentru utilizarea în lucrările miniere sînt fabricate capse detonante nr. 8 cu 0,5 g fulminat de mercur și 1 g tetril și nr. 6 cu 0,2 g azotură de plumb, 0,1 g teneres și 1 g tetril.

Capsele cu fulminat de mercur au tuburile de alamă, cupru sau bimetal care nu reacționează cu fulminatul de mercur, iar cele cu azotură de plumb au tuburi de aluminiu sau aliaje de aluminiu.

În România se fabrică capse detonante pirotehnice tip C.M.

Capsele detonante pirotehnice, datorită încărcăturii de inițiere, sînt foarte sensibile la șocuri, scîntei și flacără; de aceea trebuie să fie ferite de șocuri, lovituri, zgîriere, temperatură ridicată, iar înainte de întrebuințare trebuie să se verifice starea lor.

4.2. APRINDEREA ELECTRICĂ A EXPLOZIVILOR

4.2.1. CAPSE DETONANTE ELECTRICE

Capsele detonante electrice se deosebesc de capsele detonante pirotehnice prin aceea că sînt prevăzute cu un dispozitiv care asigură transformarea energiei electrice în energie termică, dispoziv numit *amorsă electrică*. La trecerea curentului printr-un filament adus la incandescență sau printr-o scînteie electrică se aprinde o substanță ușor inflamabilă care la rîndul ei face să detoneze explozivul de inițiere a capsei, formîndu-se astfel unda dinamică de șoc sub influența căreia detonează încărcătura de exploziv.

Capsele detonante electrice folosite în exploatările miniere pot fi clasificate după: modul de aprindere, durata de aprindere, siguranța ce o prezintă mediul în care se folosesc și după sensibilitate.

1) După *modul de aprindere* (fig. XVII.12):
   - capse cu fir incandescent sau cu punte;
   - capse cu scînteie;
   - capse cu o substanță conducătoare de electricitate.
2) După *durata de aprindere*:
   - capse instantanee;
   - capse cu întîrziere

— capse cu microîntîrziere — sau milisecundă.

3) După *siguranța* pe care trebuie să o prezinte:

— capse obișnuite;

— capse antigrizutoase;

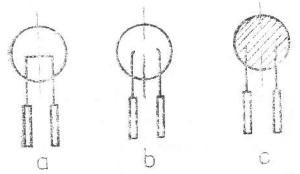


Fig. XVIII.12. Modul de aprindere a capselor electrice: *a* — cu fir incandescent; *b* — cu scînteie; *c* — cu o substanță conducătoare de electricitate.

— capse termorezistente.

4) După *mediul în care se folosesc*:

— capse pentru medii uscate;

— capse pentru medii umede sau sub apă.

5) După *sensibilitate*:

— capse normale;

— capse de siguranță;

— capse de înaltă siguranță.

a) **Capse electrice cu fir incandescent.** Dispozitivul de aprindere constă din doi reofori de cupru, oțel sau aluminiu, ale căror capete sînt unite cu o sîrmă avînd lungimea de 4—6 mm și diametrul de 24—54 μ, numită *punte de incandescență* sau *fir incandescent*, fabricat din nicrom (aliaj din 80% Ni și 20 % Cr), invar (aliaj din 36% Ni și 64 % Fe) sau constantan. Pe firul incandescent se fixează o picătură de compoziție ușor inflamabilă, alcătuită din 2 strate — unul inferior fixat chiar pe firul de incandescență foarte ușor inflamabil, de obicei picrat de plumb, trinitrorezorcinat de plumb, sau un amestec de minium de plumb, clorat de potasiu și sulfocianură de plumb; stratul exterior, care arde cu o flacără puternică, este constituit de obicei din clorat de potasiu amestecat cu sulfură de stibiu.

La trecerea curentului electric, firul devine incandescent, provocînd aprinderea compoziției ușor inflamabile, iar aceasta determină explozia substanței de inițiere primară.

Capsele electrice cu fir incandescent s-au generalizat în Romania datorită siguranței pe care o prezintă în exploatare și a posibilităților de control a caracteristicilor tehnice funcționale de care dispun.

Firul sau puntea se execută din nicrom și are diametrul de 25—50 μ, cu lungimea de 0,5—5 mm. Fixarea punții poate fi elastică sau rigidă.

Din punct de vedere al timpului de aprindere măsurat din momentul trecerii curentului, se deosebesc trei categorii de capse:

— cu aprindere instantanee;

— cu aprindere întîrziată;

— cu aprindere întîrziată de ordinul miimilor de secundă (milisecundă).

În tabelul XVIII.18 sînt prezentate o serie de capse detonante folosite în mineritul din România.

Capsele electrice cu aprindere instantanee. Acestea detonează practic instantaneu, în momentul trecerii curentului prin fir. Transmiterea impulsului de la amorsa de aprindere la încărcătura capsei este de 2—5 mils.

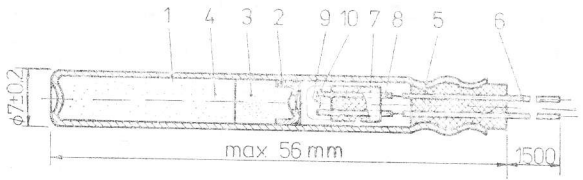


Fig. XVIII.13. Capsă detonantă instantanee tip CEM: *1* — tub metalic; *2* — căpăcel; *3* — încărcătură de inițiere primară; *4* — încărcătură de inițiere secundară; *5* — dop obturator; *6* — reofori; *7* — masă izolantă; *8* — electrozi; *9* — filament; *10* — amorsă de aprindere.

Pentru sectorul carbonifer, gradul ridicat de antigrizutanță se tinde să fie realizat prin învelirea capselor cu substanțe inhibitoare, aplicate sub formă de ecran cu grosimea de 0,1 mm.

Capsele cu tub de aluminiu sînt interzise în minele grizutoase și periculase la praf, întrucît particulele incandescente de aluminiu, rezultate în urma exploziei, pot aprinde amestecul metan-aer sau praf de cărbune. Capsele instantanee se pot recomanda în locuri de muncă cu o temperatură maximă de +40°C. Pentru temperaturi mai ridicate, au fost elaborate capse termorezistente.

În țară noastră sînt fabricate capsele detonante instantanee tip CEM (fig. XVIII.13). Tubul capsei este din cupru, capsa putînd fi folosită la temperaturi de maximum 45°C.

Pentru a rezista eforturilor de smulgere, reoforii împreună cu amorsa sînt puternic fixați în capsă, cu ajutorul unui dop obturator rigidizat prin strîngere.

Capse electrice cu întîrziere. Particularitatea acestor capse constă în detonarea lor la un anumit interval de timp față de timpul cînd a fost aprinsă amorsa electrică.

În funcție de intervalul întîrzierii, se deosebesc capse cu întîrzierea aprinderii de 0,5; 0,75; 1; 1,5; 2; 4; 6; 8 și 10 s.

Întîrzierea detonării se realizează cu ajutorul unor substanțe constituite din peroxid de bariu și azotat de potasiu sau a unei bucăți de fitil special care se intercalează între amorsa electrică și explozivul primar al capsei. Mărimea intervalului de întîrziere se reglează în funcție de lungimea substanței sau a fitilului intercalat între amorsă și capsa propriu-zisă.

Capsele au înveliș din cupru, bimetal, sau oțel protejat cu substanțe anticorosive.

În România se fabrică *capse electrice cu întîrziere CEP* (fig. XVIII.14) avînd treapta de întîrziere de 0,5 s și *CEF* cu treapta de întîrziere de 1 s.

Capse electrice cu întîrziere milisecundă. Milisecundă este denumită inițierea pentru care încărcăturile din găurile învecinate detonează într-o anumită succesiune și la intervale de timp măsurate în miimi de secundă.

Capse detonante utilizate

Tipuri de capse	Tara	Număr trepte de întîrziere	Caracte					
			Întîrzieri între trepte [mils]	Curent de nefuncționare [A]	Curent de funcționare [A]	Impuls de nefuncționare [mWs/Ω]	Impuls de funcționare [mWs/Ω]	Rezistența punții [Ω]
NOBEL DINAMIT A	R.F.G.	1—14	30	0,18	0,8	0,8	3,0	1,0—2,0
DeM—2b	Cehoslovacia	1—11	23	0,18	0,8	0,8	3,0	1,0—2,8
34—MMED—Cu 34—MMHED—Cu	Iugoslavia	1—10	34	0,18	0,8	0,8	3,0	1,2—1,8
KHG	Ungaria	1—5	15,50 150 300 600	0,18	0,8	0,8	3,2	
DeM—ROT	a	1—10	23	0,18	0,8	0,8	3,0	1,0—2,8
KZnP	Polonia	1—10	26	0,18	0,8	0,8	3,0	1,0—1,8
DeM—A1	Cehoslovacia	1—18	23	0,18	0,8	0,8	3,0	1,0—2,8
CEP	România	0—6	500	0,18	0,8	0,8	3,2	1,1—2,2
CEM	România	—	INSTANTANEE	0,18	0,8	0,8	3,2	1,1—2,2
NOBEL DINAMIT U	R.F.G.	1—16	30	0,45	1,5	8	16	0,4—0,8
NOBEL DINAMIT HU	R.F.G.	1—18	30	4	25	1100	2500	<0,1
MIZP	Austria	1—18	20	4	25	1100	2500	<,01
CM—A1	România	—						
CM—H—OO								

Capse detonante

Tabelul XVIII.18

în minele din România

ristici						
Parametrii de siguranță		Sensibilitate la șoc mecanic [J]	Sensibilitate la smulgerea dinamică a reoforilor [%]	Domeniu de utilizare	Termen de garanție [luni]
Antigrizutanța	Termorezistența				
<1%				În medii uscate, umede și grizutoase	12
<1%		Detonează între 63,765—98,1	—		
<1%		Detonează între 63,765—98,1	— Nu detonează — La cca. 3% se despr. electrodul de filament		
	Rezistă 24 ore la temp. de 130 °C			În zăcămînt cu reacții endoterme, între 60—80 °C în metalurgie, cu mijloace de protecție suplimentară de temperatură.	24
					12
		Detonează între 53,955—98,1	— Nu detonează. — La circa 4% se despr. electrodul de filament. — La 36% se desprinde reoforul de electrod.	În medii uscate, umede și negrizutoase	6
					12
		Detonează între 58,86—98,1	— 3% detonează — La circa 2% se desprinde electrodul de filament. La circa 11% se desprinde reoforul de electrod.	În medii uscate, umede și grizutoase	9
				Locuri de muncă unde se face simțită influența: — curenților vagabonzi, liniilor electrice de înaltă tensiune, curenților de înaltă frecvență; cîmpurilor de inducție electromagnetică și electrostatică a fulgerelor.	12
				În medii uscate *și negrizutoase.* În metalurgie, cu mijloace de protecție suplimentare și limitarea temperaturii.	

pirotehnice

Capsele detonante cu întîrziere millisecundă au treptele de întîrziere de 25, 50, 75, 100, 150, 250 mils. Pe plan mondial se constată tendința de a fi elaborate noi capse cu 30 trepte de întîrziere, cuprinse între 15—1000 mils.

Intervalele de timp cu valori foarte reduse permit utilizarea mult mai rațională a energiei explozivilor, reducerea consumului de exploziv, creșterea securității și siguranței lucrărilor de împușcare.

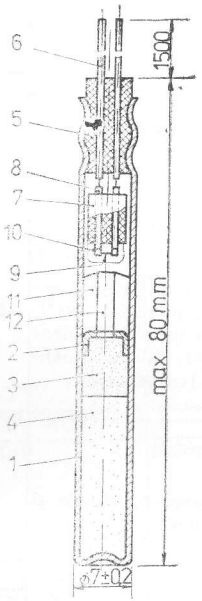


Fig. XVIII.14. Capsa detonantă cu întîrziere tip CEP: *1* — tub metalic; *2* — căpăcel; *3* — încărcătură de inițiere primară; *4* — încărcătură de inițiere secundară; *5* — dop obturator; *6* — reofori; *7* — masă izolantă; *8* — electrozi; *9* — filament; *10* — amorsă de aprindere; *11* și *12* — încărcătură de întîrziere.

În România sînt utilizate capsele millisecundă provenite din Cehoslovacia de tipul *De M* și *De M — Zb* de construcție antigrizutoasă, cu trepta de întîrziere de 23 mils.

Capse electrice termorezistente. Pentru rocile cu temperaturi ridicate sînt utilizate capsele termorezistente cu încărcătura de inițiere formată din azotură de plumb, avînd temperatura de aprindere mai ridicată decît fulminatul de mercur, tubul în acest caz fiind din aluminiu. În prezent la noi în țară se folosesc cu bune rezultate *capsele termorezistente HEG* cu aprindere instantanee și *KHG* cu aprindere millisecundă, fabricate în Ungaria.

Capse de siguranță și de înaltă siguranță. Întrucît în multe cariere și în unele lucrări miniere subterane există pericol permanent de influențe electrice străine, ca de exemplu curenți vagabonzi, inducții electrostatice și electromagnetice, produse de linii de înaltă tensiune etc., s-au realizat în unele țări cu industrie extractivă avansată, cel puțin două tipuri de amorse cu intensitate de curent ridicată de funcționare, a căror utilizare mărește gradul de securitate la lucrările de inițiere electrică.

b) **Capse electrice cu scînteie.** Dispozitivul de aprindere constă din doi electrozi fixați la o distanță oarecare unul față de altul și acoperiți cu o compoziție ușor inflamabilă neconducătoare de electricitate (fig. XVIII.12, *b*).

La trecerea curentului prin circuitul capsei, între cei doi electrozi se produce un arc electric care aprinde compoziția inflamabilă, iar aceasta la rîndul ei produce detonarea explozivului de inițiere.

c) **Capse electrice cu dispozitiv de înaltă frecvență.** Nu se deosebesc constructiv de cele cu scînteie, decît prin natura compoziției inflamabile care, în acest caz, este bună conducătoare de electricitate (fig. XVIII.12, *c*).

Prin trecerea curentului compoziția se încălzește și se prinde provocînd explozia încărcăturii din capsă.

4.2.2. CONDUCTORI ELECTRICI, REȚEAUA ELECTRICĂ DE ÎMPUȘCARE ȘI SCHEME DE LEGARE A CAPSELOR

Conductori electrici. Pentru transmiterea curentului electric de la sursă la amorsele electrice se folosesc conductori metalici, care au cea mai mică rezistivitate (de regulă din cupru).

După rolul lor în cadrul rețelei electrice de împușcare se deosebesc: *conductorii capselor* sau *reoforii capselor, conductorii finali, conductorii de sector, conductorii de legătură* și *conductorii principali* denumiți *magistrali* sau *cabluri principale de împușcare.*

Conductorii finali *2* realizează legătura dintre reoforii capselor *1* și conductorii de sector *3*; conductorii de sector *3* sînt utilizați pentru legarea conductorilor finali între ei; conductorii de legătură *4* conectează conductorii de sector marginali cu conductorii principali *5* sau magistrali (fig. XVIII.15).

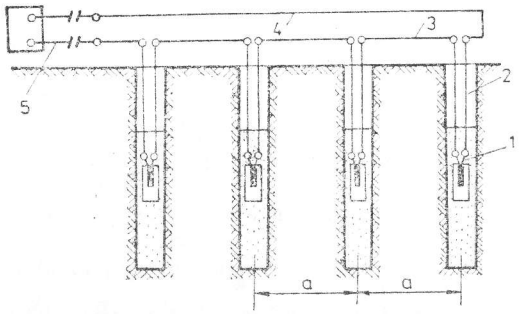


Fig. XVIII.15. Rețeaua electrică de împușcare în exploatările la zi.

Reoforii pentru amorse se fac din sîrmă de cupru, aluminiu, oțel cu diametrul de 0,5 mm, izolată cu cauciuc sau policlorură de vinil.

Cablurile principale de împușcare sau magistrale se execută din cupru, oțel multifilar cositorit sau cupru și oțel multifilar cu secțiunea care trebuie să asigure o rezistență de maximum 10 Ω pe o lungime de 100 m.

Rețeaua electrică de împușcare. Pentru lucrările miniere subterane rețeaua electrică de împușcare este simplă, fiind constituită din capsele detonante cu reoforii lor *1* și cablurile principale de împușcare *2* (fig. XVIII.16). În situația unor lucrări miniere cu profile mari se mai folosesc cabluri de sector și chiar de legătură *3*.

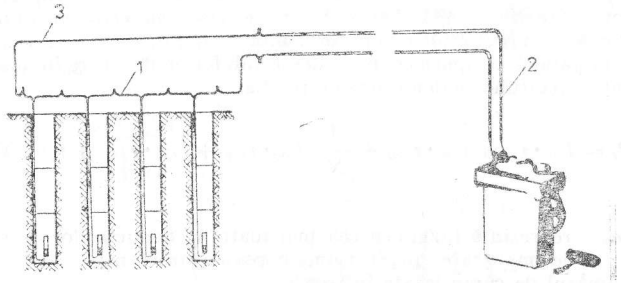


Fig. XVIII.16. Rețeaua electrică de împușcare pentru lucrări subterane.

Scheme de legare a capselor. Legarea între ele a capselor și conectarea lor la sursa de curent poate fi efectuată cu una din următoarele scheme: serie; paralel; mixt (serie-paralel și paralel-serie).

Legarea în serie. Capsele se leagă între ele în serie, adică unul din reoforii primei capse se leagă cu reoforul de la următoarea capsă ș.a.m.d. (fig. XVIII.17).

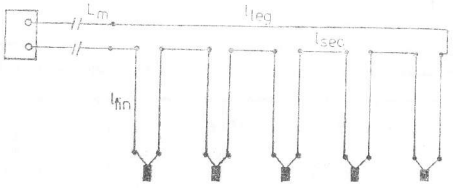


Fig. XVIII.17. Schemă de legare în serie.

Reoforul rămas liber de la prima și ultima capsă se leagă la cablurile care fac legătura cu sursa de curent.

Schema de legare în serie se folosește cel mai mult în prezent, întrucît atît calculul cît și montarea rețelei sînt simple.

Rezistența unei rețele de împușcare legate în serie poate fi calculată cu relația:

$$R_{tot} = L_m \cdot r_m + l_{leg} \cdot r_{leg} + \Sigma l_{sec} \cdot r_{sec} + \Sigma l_{fin} \cdot r_{fin} + N \cdot r_c \quad [\Omega]$$

în care: L_m este luengimea conductorlui principal sau magistral de împușcare, m;
r_m — rezistența unui metru de conductor magistral, Ω;
l_{leg} — lungimea totală a conductorilor de legătură, m;
r_{leg} — rezistența unui metru de conductor de legătură, Ω;
l_{sec} — lungimea conductorilor de sector, m;
r_{sec} — rezistența unui metru de conductor de sector, Ω;
l_{fin} — lungimea conductorilor finali, m;
r_{fin} — rezistența unui metru de conductor final de împușcare, Ω;
N — numărul de capse legate în serie.
r_c — rezistența unei capse electrice, Ω;

Legarea în paralel constă din alimentarea separată a fiecărei capse de la circuitul electric de împușcare (fig. XVIII.18). Schema de legare necesită un număr mare de legături și o sursă de curent mult mai puternică.

Legarea în paralel se aplică cel mai adesea sub forma de legare în mănunchi.

Rezistența circuitului se determină cu relația:

$$R_t = L_m \cdot r_m + l_{leg} \cdot r_{leg} + \frac{1}{N}(l_{sec} \cdot r_{sec} + l_{fin} \cdot r_{fin} + r_c) \quad [\Omega]$$

în care:

l_{sec} și l_{fin} reprezintă lungimea cea mai mare a conductorilor de sector și finali de împușcare, aferenți unei capse electrice, m;
N — numărul de capse legate în paralel.

Legarea mixtă. Schemele mixte de legare sînt aplicate în două variante: serie-paralel și paralel-serie.

La *legarea în serie - paralel* capsele electrice se împart în mai multe grupe legate paralel, fiecare grupă avînd un număr de capse legate în serie (fig. XVIII.19).

Rezistența circuitului se determină cu relația:

$$R_t = L_m \cdot r_m + \frac{1}{K}(l_{leg} \cdot r_{leg} + \Sigma l_{sec} \cdot r_{sec} + \Sigma l_{fin} \cdot r_{fin} + N' r_c) \quad [\Omega]$$

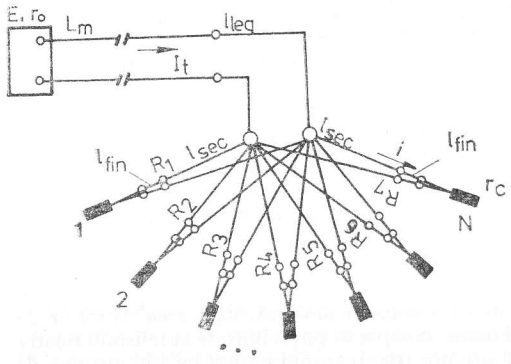


Fig. XVIII.18. Schemă de legare în paralel.

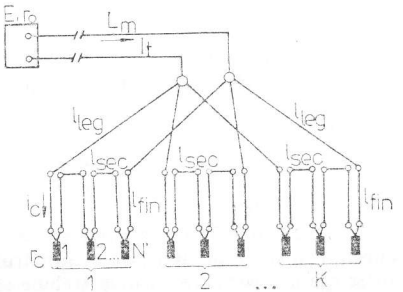


Fig. XVIII.19. Schemă de legare în serie-paralel.

în care:

K — reprezintă numărul de grupe legate în paralel;
N' — numărul de capse din fiecare grupă legate în serie;
l_{leg} — lungimea cea mai mare a conductorilor de legătură a unei grupe de capse la cablurile de împușcare, m;
$\Sigma l_{sec} \cdot r_{sec}$ și $\Sigma l_{fin} \cdot r_{fin}$ — se referă la cel mai mare grup de capse și cu extinderea cea mai mare în plan orizontal și vertical.

La *legarea în paralel-serie*, numărul total de capse se împarte în mai multe grupe în serie, fiecare grup fiind constituit din capse legate în paralel (fig. XVIII.20). Această schemă de legare se aplică la inițierea găurilor de sondă de diametru mare, cu încărcătură explozivă discontinuă.

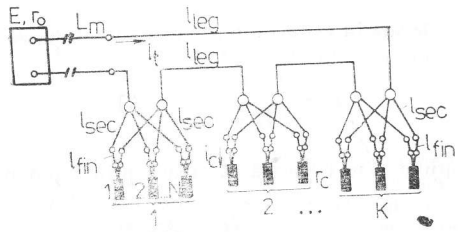


Fig. XVIII.20. Schemă de legare în paralel-serie.

Rezistența circuitului se determină cu relația

$$R_t = L_m \cdot r_m + \Sigma l_{leg} \cdot r_{leg} + \frac{K}{N'} (l_{sec} \cdot r_{sec} + l_{fin} \cdot r_{fin} + r_c) \quad [\Omega]$$

în care: K reprezintă numărul de grupe de capse legate în serie;
N' — numrăul de capse din grupă legate în paralel;
l_{sec} și l_{fin} — lungimea maximă a cablului de sector și respectiv a celui final, pentru o capsă din ultima grupă legată la circuitul de împușcare, m.

4.2.3. SURSE DE CURENT PENTRU APRINDEREA CIRCUITELOR DE ÎMPUȘCARE

Pentru aprinderea capselor detonante electrice pot fi utilizate următoarele surse:
— surse de curent continuu;
— rețeaua electrică de curent alternativ;
— explozori.

a) **Aprinderea de la surse de curent continuu.** În practică, utilizarea surselor de curent continuu este limitată la numărul redus de capse ce pot fi inițiate la tensiuni relativ joase ale acestor surse. Sursa trebuie să asigure trecerea unui curent cu intensitatea de minimum 1 A pentru fiecare capsă.

La legarea în *serie*, intensitatea curentului I_t care trece prin fiecare capsă se determină cu relația:

$$I_t = \frac{E}{R_t + r_0} \quad [A]$$

în care:

E este tensiunea electromotoare a sursei, V;
R_t — rezisența totală a circuitului, Ω;
r_0 — rezistența interioară a sursei de curent, Ω.

Intensitatea curentului care revine unei capse, i_c, la legarea în serie are valoarea:

$$i_c = I_t \quad [A]$$

Pentru schemele de legare în *paralel* intensitatea curentului se stabilește cu relația:

$$I_t = \frac{E}{R_t + r_0} \quad [A]$$

Intensitatea curentului care urmează să treacă prin capsă rezultă din expresia:

$$i_c = \frac{I_t}{N} \quad [A]$$

Pentru legarea în *serie-paralel* și *paralel-serie* se determină inițial valoarea curentului total:

$$I_t = \frac{E}{R_t + r_0} \quad [A]$$

Intensitatea care trece printr-o capsă la legarea serie-paralel se determină cu raportul dintre curentul total și numărul K de grupe conectate în paralel:

$$i_c = \frac{I_t}{K} \quad [A]$$

Intensitatea care trece printr-o capsă la legarea paralel-serie se determină cu raportul dintre curentul total și numărul N' de capse din grupă:

$$i_c = \frac{I_t}{N'} \quad [A]$$

b) **Aprinderea de la rețeaua de curent alternativ.** Împușcarea de la rețea trebuie să se execute pe baza unui program întocmit pentru fiecare loc de muncă. Programul trebuie să cuprindă toate condițiile de executare a lucrărilor de împușcare, de retragere a muncitorilor, stabilirea posturilor de pază ș.a.

Împușcarea de la rețea necesită o instalație și aparate conexe. Instalația cuprinde cablul de alimentare, transformatorul de alimentare, comutatoare (contactoare), protecția la scurtcircuit și cablul de împușcare,

În fig. XVIII.21 este prezentată schema de principiu a unui dispozitiv de împușcare de la rețea.

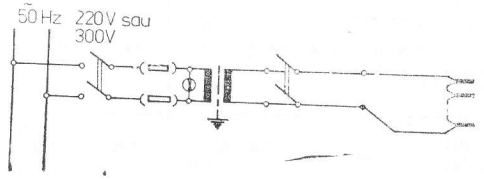


Fig. XVIII.21. Schema dispozitivului de împușcare de la rețea.

c) **Aprinderea de la explozor.** Explozoarele utilizate în minerit sînt cu condensator, alimentate de la un generator propriu, de la rețea sau de la baterii galvanice. Principiul de funcționare al unui explozor cu condensator constă în acumularea relativ lentă — aproximativ 10—20 s — a unei cantități de energie electrică în condensator primită, în perioada încărcării, de la o sursă primară de putere mai redusă și transmiterea extrem de rapidă — cîteva milisecunde — a energiei electrice în rețeaua de împușcare.

Caracteristicile explozoarelor folosite în România sînt redate în tabelul XVIII.19.

Explozoarele utilizate în industria

Modul de alimentare și înmagazinare a energiei necesare		Tipul	Țara unde se fabrică	Rezistența max. a circuitului de împușcare, R [Ω]	Tensiunea de încărcare, U [V]	Intensitatea curentului la momentul inițial, I_0 [A]	Capacitatea condensatorului, C [μF]	Energia înmagazinată în exploazor, E [Ws]
EXPLOZOARE CU CONDENSATORI	Cu alimentare de la rețeaua de curent alternativ (~ 220 V ~ 380 V)	AP—200	România	1010	2200	2,2	5,8	14
		AP—600	România	3× 1010	2200	2,2	3×5,8	42
		MI—25	România	15	2100	142	34,8	66,32
	Cu alimentare de la generator propriu acționat manual (cu inductor)	SM 514 K/I VOPIL	R.D.G.	510	1000	1,8	8	4
		RKA—1	Cehoslovacia	500	650	1,3	16	3,38
		RKC—1	Cehoslovacia	900	1000	1,2	24	12
		ZEB/HU—160 WASAGCHEMIE	R.F.G.	100	3000	30	80	360
		IM—50	România	260	1000	3,8	5	2,5
		IM—100	România	510	1000	1,96	10	5
		IM—200	România	1010	1000	1,0	20	10
	Cu alimentare de la baterii	B—100	România	510	1000	1,9	5	2,5
		ET—100	România	510	1000	1,9	10	5

Tabelul XVIII.19

minieră din România

Timpul max. de debitare a impulsului, t [ms]	Modul de legare și nr. max. de capse; S — serie; P — paralel; Mx — mixt			Domeniul de utilizare	Observații
	S	P	Mx		
—	200	—	—	Împușcări masive în explorări la zi	Au fost realizate de către CCSM-Petroșani, omologate. Se confecționează la CCSM-Petroșani pe bază de comandă
—	200	3		Împușc. masive în expl. la zi pe 3 circ. independente a cîte 200 capse	
—	25	—	—	Împușc. în exploat. la zi cu capse de înaltă intensitate	
4	100	—	—	Împușc. în mine grizutoase și cu praf de cărbune exploziv	Licență: SCHAFFLER Co. Se fabrică la Lössnitz Metalgerätewerke
—	100	—	—	Împușc. în mine negrizut. și exploat. la zi	Are ohmetru încorporat pentru verificarea circuitului capselor
—	180	—	—	Idem	Idem
—	160	—	—	Împușc. în expl. la zi pt. inițierea capselor cu înaltă intensitate	ZEB-Zunderwerke Ernst Brün HU-Hoch Unemfindlich
—	50	—	—	Împușcări în mine negrizutoase	Au fost realizate de către CCSM-Petroșani. Au fost omologate în fază de prototip.
—	100	—	—	Idem	
—	200	—	—	Idem	
—	100	—	—	Idem	Se conf. la Coop. Muncit. Beiuș, jud. Bihor
—	100	—	—	Idem	Idem

Se menționează că în minele grizutoase din România se utilizează explozoare tip SM 514 K/I și SM 504 K/I produse în R.D.G., la care durata impulsului este mai mică de 4 mils.

În multe cariere din România se utilizează explozoare tip RKC—1 importate din Ceohoslovacia.

În U.R.S.S. sînt fabricate explozoare cu condensator de timpul VMK — 1/35, VMK—1/80, VMK—1/100, VMK—500.

Cablurile de împușcare, care asigură transmiterea curentului electric de la sursă pînă la rețeaua de împușcare, trebuie să fie în construcție izolată, verificate la tensiunea de străpungere de 2000 V. Pentru a avea o rezistivitate cît mai mică și în același timp o rezistență mecanică cît mai mare, ele trebuie să fie din cupru sau oțel multifilar cositorit, cu o secțiune care să aigure o rezistență de maximum 10 Ω. Este recomadabil a se utiliza cablul tip C M P $1Y2\times7\times0{,}4$ produs de „Industria Sîrmei-Cîmpia Turzii". Acest cablu minier pentru împușcare pe cale electrică are o rezistență de aproximativ 10 Ω/120m și se livrează în colaci de 100, 200 și 500 m. Cablul constă din două conductoare răsucite de sîrmă multifilară cu izolație din PVC. Fiecare conductor conține șapte fire zincate cu Ø de 0,4 mm, dintre care 3 fire din oțel și 4 fire din cupru. Secțiunea unui conductor este de 0,876 mm².

Rezistența electrică a circuitelor de împușcare — cablu plus rețea de împușcare — se verifică cu ajutorul ohmmetrelor. Acestea trebuie să funcționeze la un curent atît de mic (i = 0,05 A), încît să permită efectuarea măsurătorilor fără pericol de inițiere a capselor.

Firma *Schaffler* din Austria livrează un ohmmetru tip *Dreomin* care funcționează la o sursă proprie de 1,5 V și are cinci domenii de măsurare, cel mai mic fiind 0 — 100Ω și cel mai mare 0 — 10 000 Ω, iar firma *Nitro-Nobel AB — Gyttorp* — Suedia livrează ohmmetrul tip GM—2. În U.R.S.S. sînt fabricate și folosite ohmmetrele OVT—2 cu două domenii de măsurare, de la 0 la 50 Ω și de la 10 la 500 Ω.

4.2.4. TEHNOLOGIA APRINDERII EXPLOZIVILOR CU AJUTORUL CAPSELOR DETONANTE ELECTRICE

Tehnologia detonării încărcăturilor explozive cu capse detonante electrice cuprinde următoarele operații: verificarea și alegerea capselor cu aceeași valoare a rezistenței; pregătirea cartușului și amorsarea lui; încărcarea și burarea găurilor; legarea între ei a reoforilor marginali cu cablul principal de împușcare; legarea cablului principal de împușcare la sursa de curent și declanșarea exploziei încărcăturilor.

Cartușele de exploziv sînt introduse în gaura de mină în mod succesiv și împinse pe rînd cu burătorul pentru a se asigura densitatea de încărcare corespunzătoare.

Montarea rețelei de împușcare se execută obligatoriu de la încărcăturile explozive spre sursa de curent.

Atît locul de îmbinare a reoforilor în front cît și locul de conectare a acestora cu cablul de împușcare nu trebuie să fie în contact cu roca, sau cu obiectele metalice.

În galerii, cablurile de împușcare trebuie fixate pe peretele opus celui pe care sînt montate cablurile electrice de forță și de iluminat.

Locul de declanșare a exploziei la aparinderea electrică trebuie să fie de minimum 100 m pe direcție deviată față de suprafața frontului de lucru care se împușcă. Sînt admise excepții pentru următoarele categorii de lucrări miniere:

— galerii în fund de sac cu lungime mare;
— suitorile care se execută cu înclinare mai mare de 25°;
— puțurile săpate la zi, adîncirile de puț și puțurile oarbe.

4.3. LICHIDAREA RATEURILOR

La efectuarea lucrărilor de împușcare, uneori se produc rateuri, alteori explozii premature a încărcăturilor denumite și *explozii necomandate*, cu efecte grave asupra securității minerilor.

Prin *rateu* se înțelege situația în care încărcăturile explozive, sau o parte din ele, nu au detonat după aprinderea capselor.

Rateurile pot fi provocate de următoarele cauze: calitatea necorespunzătoare a legării capselor și a rețelei de împușcare; utilizarea unui număr mai mare de capse detonante a căror rezistență depășește capacitatea explozorului; utilizarea unui explozor defect; întreruperea circuitului dintr-o capsă defectă în condiția schemelor de legare în serie; fixarea necorespunzătoare sau smulgerea capsei din cartuș; defecțiuni în construcția capselor sau a fitilului *Bickford*; conținutul ridicat de apă în găurile de mină sau de sondă și o impermeabilizare defectuoasă a încărcăturilor explozive; intercalarea prafului de rocă între cartușele de exploziv; depășirea densității normale de încartușare datorită efectului de canal sau a detonării încărcăturilor din găurile învecinate la împușcarea întîrziată.

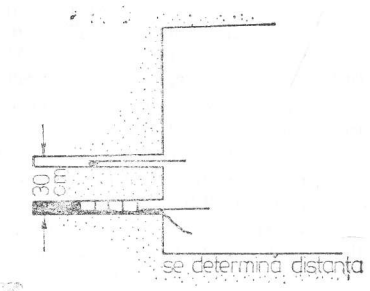


Fig. XVIII.22. Lichidarea găurilor state.

Potrivit Normelor departamentale de protecția muncii, lichidarea rateurilor la aprinderea cu fitil și capsă pirotehnică se efectuează prin perforarea și împușcarea unei găuri ajutătoare amplasată paralel și la o distanță de 30 cm față de gaura stată (fig. XVIII.22).

La împușcarea electrică rateurile parțiale sau totale pot fi lichidate prin legarea în serie a unui număr redus de găuri pînă ce se stabilesc găurile state. Lichidarea acestora se efectuează cu găuri ajutătoare. Reoforii încărcăturilor care nu se conectează la cablul de împușcare trebuie să fie legați în scurtcircuit.

Pentru ambele cazuri de aprindere — pirotehnică sau electrică — la lichidarea rateurilor se interzice scoaterea capsei din gaura de mină, smulgînd reoforii sau fitilul *Bickford* și scoaterea cartușelor de exploziv.

Lichidarea rateurilor din găurile de sondă din cariere sau subteran se efectuează prin forarea și împușcarea unei găuri de sondă plasată la 1 m față de gaura stată, a cărei lungime trebuie să depășească nivelul încărcăturii amorsate cu cel puțin 0,5 m. Pentru situația utilizării explozivilor de tip AM—1, lichidarea rateurilor se poate realiza prin inundarea găurilor cu apă, avînd deosebită grijă ca în faza de evacuare a materialului să se acorde atenția cuvenită pentru preîntîmpinarea detonării capselor.

4.4. PREVENIREA INIȚIERII ACCIDENTALE A EXPLOZIILOR PRIN INFLUENȚE STRĂINE

La aprinderea electrică a explozivilor, există pericolul detonării premature a încărcăturilor datorită pătrunderii în rețeaua de împușcare a unor efecte electrice străine, sau influențe străine.

Cauzele detonării accidentale sau premature a încărcăturilor pot fi :
— cauze tehnico-organizatorice ;
— încărcarea electrostatică a conductelor și țevilor din cauciuc prin care se transportă aer comprimat, a benzilor de transport de cauciuc etc. ;
— curenții vagabonzi proveniți de la acționarea electrică a locomotivelor ;
— scurgerea de curent din rețeaua electrică și rețeaua de iluminat ;
— acțiunea unor curenți formați prin electroliză ;
— acțiunea curenților de înaltă frecvență ;
— descărcările electrice naturale.

Curenții de înaltă frecvență sînt generați de stațiile de emisie radio-televiziune și radar și pot provoca aprinderea necomandată a capselor electrice de construcție normală.

Pentru a fi asigurată protecția necesară în astfel de situații, trebuie să se respecte următoarele distanțe de siguranță între stațiile de emisie și frontul de lucru :
— minimum 300 m față de o stație fixă cu o putere mai mare de 10 kW ;
— minimum 50 m față de stațiile cu o putere pînă la 10 kW ;
— minimum 5 m față de stațiile mobile cu o putere de 0,5—10W.

Descărcările electrice naturale, influențează lucrările de împușcare în cariere, galerii de coastă, tuneluri și puțuri. Elé pot provoca detonarea capselor electrice în condițiile în care fulgerele lovesc direct rețeaua de împușcare sau alte obiective din apropierea acesteia.

Pentru evitarea exploziilor necomandate a capselor datorită descărcărilor electrice naturale, se recomandă ca înaintea începerii lucrărilor de împușcare să se cunoască starea vremii, iar în cazurile în care condițiile atmosferice se înrăutățesc pe parcurs, să se întrerupă lucrările și să se evacueze personalul din zonă.

4.5. INIȚIEREA NEELECTRICĂ A ÎNCĂRCĂTURILOR

În ultimii ani a fost realizat, în Suedia, sistemul de inițiere neelectrică NONEL. Principiul sistemului se bazează pe transmiterea undei de șoc cu viteză și efort constante în interiorul unui tub de plastic acoperit pe peretele interior cu un strat foarte subțire de pulbere de exploziv. Datorită stratului foarte subțire de exploziv de pe pereții tubului, acesta rămîne neafectat după inițierea exploziei.

Sistemul constă dintr-un tub *Nonel*, capul de transmitere a detonației cu blocul de conectare și detonatorul propriu-zis.

Tubul *Nonel* este confecționat din material plastic transparent, avînd diametrul interior de 1,5 mm și cel exterior de 31 mm. Interiorul tubului este acoperit cu un strat subțire de pulbere activă explozivă, cu greutatea de 20 mg/m. Viteza de transmitere a undei detonante este de 1 900 m/s.

Blocul de conectare protejează un detonator special (capul pentru transmiterea detonației) prin intermediul căruia este inițiată porțiunea de tub *Nonel* montată în continuare. Prin intermediul blocului de conectare se asigură racordarea între ele a unităților de tub *Nonel*.

Capsele utilizate la sistemul *Nonel* sînt de tip obișnuit și se aprind datorită undei de șoc declanșate de explozia pulberii active din tub și a flăcării puternice produse. Capsele se fabrică cu diferite trepte de întîrziere, de ordinul millisecundelor. În funcție de aceste intervale se fabrică capse în 20 de trepte, de 25, 100 și 150 mils.

Timpii de întîrziere se asigură prin intermediul unor întîrzietoare de tipul celor montate în capsele electrice.

Tubul se inițiază cu ajutorul unui pistol de tip *Nonel*, acesta fiind o armă de start cu un orificiu special. Inițierea tubului se poate face și direct cu ajutorul unui detonator electric sau pirotehnic, inițiat la rîndul lui de la o distanță de siguranță.

Sistemul de inițiere *Nonel* păstrează toate avantajele fitilului detonant, oferind în plus :
— imunitate totală la orice fel de manifestare a curentului electric ;
— securitate deplină față de șocuri și lovituri puternice ;
— posibilitatea utilizării sub apă, fiind de construcție hidrofobă ;
— simplitate la efectuarea circuitelor de împușcare ;
— întîrziere sigură între încărcături ;
— rezistență la foc ;
— siguranță la manipulare ;
— întrucît detonatorii care asigură întîrzierea între încărcături sînt plasați în găurile de sondă, este exclusă întreruperea circuitului datorită blocurilor de rocă aruncate de explozia găurilor de sondă care detonează în primă fază.

5. DEPOZITAREA, TRANSPORTUL, DISTRUGEREA ȘI DEZGHEȚAREA EXPLOZIVILOR

5.1. DEPOZITAREA EXPLOZIVILOR

Explozivii și mijloacele de inițiere se depozitează în construcții special amenajate denumite *depozite de explozivi*.

Depozitul de explozivi definește totalitatea clădirilor, magaziilor și construcțiilor anexe de la suprafață s-au subteran, amplasate pe un teritoriu special amenajat și păzit, destinate păstrării explozivilor într-o deplină securitate.

Depozitele de explozivi se clasifică în funcție de destinație, durata de serviciu și amplasamentul lor.

După *destinație* depozitele pot fi : uzinale ; de bază ; de consum ; complexe — care sînt menajate ca depozite de bază și de consum ; firidele — amplasate în subteran, în care se păstrează materialele explozive necesare pentru un schimb de lucru.

După *durata de serviciu* depozitele se clasifică în : permanente, cu o durată mai mare de 2 ani ; temporare, cu o durată mai mică de 2 ani ; de scurtă durată, cu timpul de funcționare mai mic de 1 an.

După *amplasament* depozitele pot fi : de suprafață ; subterane ; mixte.

Depozitele de suprafață. Pot fi compuse din una sau mai multe clădiri, bordeie sau încăperi amplasate pe teren comun.

Încăperile sau camerele din care sînt constituite depozitele au următoarele scopuri :
— depozitarea explozivilor și mijloacelor de inițiere ;
— deschiderea lăzilor și distribuirea explozivilor ;
— despachetarea și distribuirea mijloacelor de inițiere.

Depozitarea materialelor explozive în încăperile sau camerele depozitului se face în condițiile respectării indicațiilor din tabelul XVIII.20.

Tabelul XVIII.20

Materialele explozive şi mijloacele auxiliare de iniţiere care pot fi transportate şi păstrate în comun (în acelaşi vehicul respectiv, în aceeaşi încăpere)

Categoria materialelor explozive şi a mijloacelor auxiliare de iniţiere	Denumirea	Categoria mijloacelor explozive şi a mijloacelor auxiliare de iniţiere					
		a	b	c	d	e	f
a	Explozivi cu conţinut de nitroglicerină şi nitroglicol peste 6% împreună cu explozivi antigrizutoşi, depozitîndu-se însă pe rafturi separate (dinamite, AGC—1, AGS—1 AG şi explozivi din import)	Da	Nu	Nu	Nu	Da	Nu
b	Trotil şi explozivi pe bază de azotat de amoniu cu mai puţin de 6% nitroglicerină şi nitroglicol (astralită, TR—1, explozivi din import)	Nu	Da	Nu	Nu	Da	Da
c	Capse detonante de toate tipurile	Nu	Nu	Da	Nu	Da	Da
d	Fitile detonante	Nu	Nu	Nu	Da	Da	Da
e	Fitile de amorsare (tip *Bickford*)	Da	Da	Da	Da	Da	Da
f	Mijloace simple de aprindere a fitilului (aprinzătoare, brichete)	Nu	Da	Da	Da	Da	Da

Distanţa minimă de siguranţă faţă de obiectivele din vecinătate poate fi calculată în funcţie de valoarea suprapresiunii din frontul undei de şoc (Δp_f)

$$\Delta p_f = 0{,}84\,\lambda + 2{,}7\,\lambda^2 + 7\lambda^3 \quad [\text{daN/cm}^2]$$

Cunoscîndu-se valoarea suprapresiuni Δp_f în funcţie de natura construcţiilor învecinate şi efectul de distrugere admis construcţiilor respective, se determină λ apoi se calculează ditanţa de siguranţă R, folosind relaţia

$$R = \frac{\sqrt[3]{q}}{\lambda},$$

în care q este cantitatea de exploziv, exprimată în echivalent trotil, aflată în clădirea depozitului, al cărei efect distrugător se extinde pe cea mai mare distanţă, kg.

Pentru depozitele de suprafaţă constituite din mai multe clădiri sau bordeie, distanţa minimă de siguranţă între pereţii exteriori ai construcţiilor menţionate se calculează cu relaţia :

$$R = 3\sqrt[3]{q} \quad [\text{m}]$$

q fiind cantitatea de exploziv, echivalent în trotil, din clădirea care are capacitatea cea mai mare, kg.

Distanţa de siguranţă între clădirile sau bordeiele depozitului se poate reduce la jumătate, dacă clădirile respective sînt separate între ele cu diguri de pămînt de formă trapezoidală şi care depăşesc straşina clădirii depozitului cu 1,5 m în înălţime.

Teritoriul depozitelor de explozivi trebuie să fie împrejmuit cu o îngrădire înaltă de cel puţin 2 m (piatră, beton sau sîrmă ghimpată), iar în jurul teritoriului se va stabili o zonă de interdicţie marcată prin semne distinctive (fig. XVIII.23).

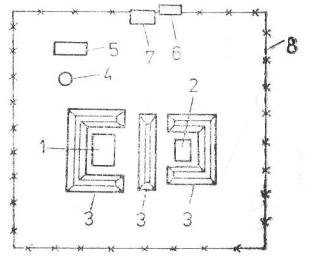


Fig. XVIII.23. Depozit de suprafaţă :

1 — magazie (clădire) pentru explozivi; *2* — magazie (clădire) pentru materiale de iniţiere; *3* — valuri de pămînt; *4* — conducte de apă pentru incendiu; *5* — pichet pentru stingerea incendiilor inclusiv pompe de incendiu; *6* — poartă de intrare în depozit; *7* — post de pază; *8* — gard de sîrmă ghimpată.

Depozitele subterane. Sînt amenajate pentru păstrarea şi deservirea locurilor de muncă cu explozivi. Ele sînt executate independent de reţeaua minei, cu ieşire directă la zi (fig. XVIII.24), sau legate de reţeaua minei prin două galerii de legătură (fig. XVIII. 25).

Grosimea stratului de rocă aflat deasupra şi între pereţii camerelor, pentru toate tipurile de depozite subterane independente sau dependente din reţeaua minei, se poate calcula cu relaţia :

$$R = 2{,}415\sqrt[3]{\frac{q}{b}} \quad [\text{m}]$$

în care : q este cantitatea cea mai mare de exploziv dintr-o cameră, kg ;

b — coeficient funcţie de natura rocii (tabelul XVIII.21).

Susţinerea definitivă a depozitelor trebuie executată cu materiale ignifuge (beton, boltari, torcret).

Referitor la depozitarea explozivilor se subliniază următoarele :

— Orice operaţie cu materiale explozive trebuie făcută cu precauţie. Sînt interzise lovirea sau expunerea la şocuri a materialelor explozive, precum şi împingerea, aruncarea, tragerea, răstrunarea şi lovirea lăzilor sau cutiilor ce conţin asemenea materiale.

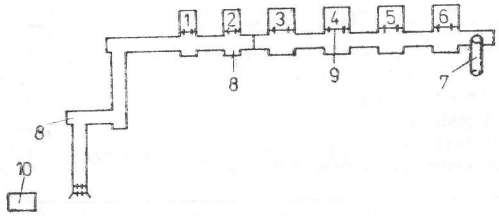


Fig. XVIII.24. Depozit de exploziv subteran independent de reţeaua minei :

1 — cameră de manipulare a materialelor de iniţiere; *2* — cameră de manipulare a explozivilor; *3* — cameră pentru depozitarea materialelor de iniţiere; *4* — cameră pentru depozitarea dinamitei; *5* — cameră pentru depozitarea astralitei şi RT—1; *6* — cameră pentru depozitarea explozivilor antigrizutoşi; *7* — suitoare; *8* — nişă de amortizare; *9* — uşi metalice; *10* — post de pază şi instalaţie de încălzire.

— Materialele explozive din grupa I (v tabelul XVIII.7) precum și capsele detonante vor fi așezate pe rafturi amenajate în camerele de depozitare. Lăzile cu materiale explozive din celelalte grupe pot fi depozitate și în stive stabile. Înălțimea rastelelor cu rafturi și a stivelor nu va depăși 1,75 m, iar distanțele dintre acestea și pereții camerei

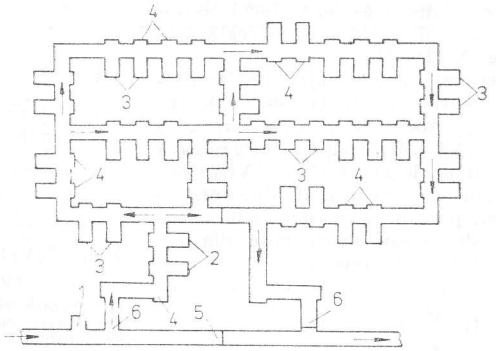


Fig. XVIII.25. Depozit de exploziv subteran de tip celular legat de rețeaua minei:

1 — post pază; *2* — cameră de distribuire; *3* — cameră de depozitare; *4* — nișe de amortizare; *5* — ușă de aeraj; *6* — ușă cu ochiuri de aerisire.

Tabelul XVIII.21

Valoarea coeficientului *b*

Natura rocii	*b*
Strate de roci argiloase neconsolidate	1,25
Strate de roci nisipoase	1,50
Strate de pietriș	2,00
Roci șistoase	2,50
Roci tari	3,00
Roci eruptive și metamorfice	4,50

vor fi de cel puțin 0,20 m respectiv 0,75 m, pentru a permite circulația aerului. Printre rastele și stive se vor lăsa spații de trecere de cel puțin 1,30 m lățime. Lăzile vor fi așezate pe rafturi într-un singur rînd.

— Operațiile de despachetare și distribuire a explozivilor se vor efectua numai în camere speciale de manipulare-distribuire.

— Camerele în care se face despachetarea și distribuirea capselor detonante, altele decît cele pentru explozivi, vor fi prevăzute cu mese cu bordură și căptușite cu material moale.

— Pentru iluminatul portativ se vor folosi numai lămpi cu flacără protejată — lămpi de siguranță cu benzină și lămpi electrice cu acumulatori.

— Evidența și eliberarea materialelor explozive se va face în strictă conformitate cu actele normative în vigoare.

Firide pentru materiale explozive. Firidele sînt destinate pentru păstrarea în subteran a materialelor explozive necesare unui schimb de lucru. Capacitatea maximă a unei firide este de 60 kg. Firidele pentru materiale explozive se execută în peretele lateral al unui spațiu de adăpostire de 2 m, săpat perpendicular pe direcția unei galerii.

Firidele trebuie să îndeplinească următoarele condiții:

— să fie executate la minim 60 m de puțuri, camere subterane sau fronturi de lucru și la minimum 6 m de o altă firidă;

— să fie susținute și căptușite cu scînduri, iar cele executate în cărbune să fie betonate;

— să fie prevăzute cu uși din tablă de oțel (3 mm).

Fiecare artificier din același schimb de lucru va avea cel puțin două firide — una pentru păstrarea explozivului și alta pentru materialul de inițiere.

5.2. TRANSPORTUL EXPLOZIVILOR

Materialele explozive pot fi transportate în vagoane de cale ferată, autovehicule, ambarcațiuni, vagonete, căruțe, sănii sau manual.

Transportul în același vehicul (vagon, autovehicul, căruță, vagonet etc.), a materialelor explozive împreună cu alte materiale este interzis.

Transportul împreună a mai multor materiale explozive se poate face numai cu respectarea prescripțiilor din tabelul XVIII.20.

În timpul transportului cu autovehicule, căruțe, vagonete se vor respecta instrucțiunile prevăzute de normele în vigoare.

În cazul transportului manual, fiecare artificier sau persoană instruită și numită de conducerea unității poate duce maximum 30 kg exploziv în lăzi sau genți prevăzute cu încuietori. Materialele de inițiere vor fi transportate în număr corespunzător, numai de artificieri, în genți speciale.

5.3. DISTRUGEREA EXPLOZIVILOR

Explozivii care și-au pierdut capacitatea de detonație, datorită depășirii termenelor de garanție sau datorită alterării, trebuie să fie distruși.

Operația de distrugere se efectuează numai de artificieri autorizați și instruiți pentru astfel de operații.

Distrugerea explozivilor se poate efectua prin explodare (detonare), ardere și dizolvare în apă.

Distrugerea trebuie să se facă numai pe grupe de același fel de material exploziv.

Distrugerea prin explodare. Este indicată explozivilor care mai pot detona sub efectul de inițiere al capselor detonante. Distrugerea se realizează într-o groapă cu adîn-

cimea de 1 m și diametrul de 2 m, avînd vatra acoperită cu un strat de 20 cm constituit din nisip sau argilă. Materialul exploziv se așază în centrul gropii și va fi detonat cu un cartuș exploziv de calitate bună, ce se fixează în masa de material exploziv. Cartușul exploziv va fi amorsat cu o capsă detonantă electrică.

Cantitatea maximă care se poate distruge este de 10 kg exploziv sau 100 capse detonante.

După fiecare operație de distrugere trebuie să se controleze dacă nu a rămas material exploziv neexplodat în groapă sau în apropierea ei. Materialul rămas se poate distruge la o nouă operație, după același procedeu.

Distrugerea prin ardere. Este recomandată explozivilor care și-au pierdut proprietatea de a detona prin inițierea lor cu capse detonante.

Distrugerea prin ardere se efectuează într-un șanț orientat în direcția vîntului, avînd lățime de 30—50 cm, adîncimea de 15—20 cm și lungimea în funcție de cantitatea de exploziv supusă arderii.

Cantitatea de exploziv care se poate distruge separat într-un singur foc este de 40 kg exploziv pe bază de azotat de amoniu, 25 kg exploziv pe baza de nitroglicerină și 40 kg fitil *Bickford*.

Diatrugerea prin dizolvare. Se realizează în vase speciale amenajate și este permisă numai pentru explozivi pe bază de azotat de amoniu și pulberile fără fum. Cartușele de exploziv sînt scoase din învelișul lor și se aruncă în apă, iar distrugerea se consideră terminată cînd pe fundul vasului nu mai sînt cristale nedizolvate. Soluția obținută se varsă într-o groapă anume săpată.

5.4. DEZGHEȚAREA EXPLOZIVILOR

Controlul pentru constatarea unui eventual îngheț se indică explozivilor cu conținut de nitroglicerină mai mare de 6%.

Operația de dezghețare se efectuează în încăperi care corespund normelor de amplasament, construcție și amenajare similare depozitelor.

Dezghețarea se efectuează pe cale naturală sau în vase încălzite.

Dezghețarea pe cale naturală. Se desfășoară în camere încălzite pînă la + 25°C. Cantitatea maximă de exploziv ce poate fi dezghețată simultan pe cale naturală într-o încăpere este limitată de capacitatea ei de depozitare. În vederea dezghețării, explozivii se introduc în încăpere fie în lăzi, fie despachetați în cutii. Lăzile sau cutiile se așază pe rafturi sau mese, acoperite cu pînză cauciucată, mușama sau linoleum, lăsîndu-se între ele un spațiu de cel puțin 20 cm.

Dezghețarea în vase încălzite. Este admisă explozivilor care îngheață sub +12°C. Vasele sînt de construcție specială — din zinc, cu pereții dubli, printre care circulă apă încălzită la 40°C, care este controlată tot timpul cu termometrul. Cantitatea maximă de exploziv într-un vas este de 10 kg, iar într-o încăpere se admit maximum patru vase de dezgheț.

Timpul de dezgheț al explozivilor este de 48 de ore, care însă se poate prelungi dacă nu s-a observat dezgheșarea.

XIX. SĂPAREA ȘI SUSȚINEREA LUCRĂRILOR MINIERE

Prof. dr. deocent ing. **ARON POPA**
Prof. dr. ing. **NICOLAE LEȚU**
Prof. dr. ing. **VASILE POPA**
Prof. dr. ing. **NICOLAE ILIAȘ**
Prof. dr. ing. **AURELIAN SIMIONESCU**
Prof. dr. ing. **ANDREI MAGYRI**
Șef lucrări dr. ing. **EMIL MARICA**
Șef lucrări ing. **CONSTANTIN SEMEN**
Dr. ing. **FLOREA NEAGU**
Dr. ing. **IOSIF GRUNEANȚU**
Ing. **EMERIC HANNIG**
Ing. **MIRON REBEDEA**
Ing. **GRIGORE SPAFIU**

1. ELEMENTE CONSTRUCTIVE ŞI CLASIFICAREA LUCRĂRILOR MINIERE SUBTERANE

Lucrările miniere sînt excavaţii subterane executate prin metode şi cu mijloace tehnice adecvate, atît în rocile sterile cît şi în zăcămînt, servind pentru : cercetarea zăcămîntului minier, extragerea substanţelor minerale utile, aeraj, evacuarea apelor etc. În esenţă lucrările miniere sînt : căi de transport, trasee de aeraj, construcţii pentru drenarea, colectarea şi evacuarea apelor, camere subterane pentru instalaţii şi maşini, depozite, respectiv construcţii bine definite pentru o anumită destinaţie. Acestea se execută pentru prospectarea, explorarea, deschiderea, pregătirea şi exploatarea zăcămintelor.

1.1. ELEMENTE CONSTRUCTIVE ALE LUCRĂRILOR MINIERE SUBTERANE

La orice lucrare minieră orizontală sau înclinată, indiferent de scopul în care se execută, se pot distinge următoarele elemente : *vatra* sau *talpa* cu o pantă oarecare, *tavanul*, şi *pereţii*. Lucrările miniere verticale sînt lipsite de tavan, avînd numai pereţi şi vatră.

La locul de muncă se poate distinge o suprafaţă activă — pe care se desfăşoară operaţiile miniere — care se numeşte *front de lucru*.

Secţiunea lucrării miniere perpendiculară pe axa longitudinală se numeşte *secţiune de săpare*, iar forma conturului acestei secţiuni poartă numele de *profil de săpare*. Secţiunea lucrării după susţinere se numeşte *secţiune utilă*, iar forma conturului secţiunii utile — *profil final*.

Pentru a înlesni transportul şi evacuarea apelor, lucrările orizontale se realizează cu o mică înclinare, de 3—7‰, numită *pantă*. La lucrările înclinate a căror axă longitudinală face cu planul orizontal un unghi pînă la 90° se distinge un unghi de înclinare sau *înclinarea lucrării*.

Ansamblul de operaţii executate în scopul excavării rocilor din interiorul profilului unei lucrări miniere a fost denumit *săparea* lucrării miniere.

Consolidarea excavaţiei prin diferite construcţii de susţinere poartă numele de *susţinerea* lucrării miniere.

Săparea, susţinerea şi amenajarea — conform destinaţiei — constituie *faze ale procesului de construcţie* a lucrării miniere.

1.2. CLASIFICAREA LUCRĂRILOR MINIERE SUBTERANE

În funcţie de destinaţie, poziţia spaţială în raport cu zăcămîntul, legătura cu suprafaţa, rolul lor în procesul exploatării, unghiul pe care îl face axa lor longitudinală cu planul orizontal, lucrările miniere (l.m.)se clasifică astfel :

a) După destinaţie :

— *l.m. de explorare* — pentru cunoaşterea, la cel mai înalt nivel, a caracteristicilor zăcămintelor de substanţe minerale şi a rocilor gazdă sau înconjurătoare ;

— *l.m. de exploatare* — pentru extracţia substanţelor minerale utile în scopul valorificării lor.

b) După rolul lor :

— *l.m. de deschidere* — care asigură accesul de la suprafaţă la zăcămînt, crearea unei reţele de transport şi aeraj ş.a. ;

— *l.m. de pregătire* — care împart zăcămintele în orizonturi, suborizonturi, panouri sau felii şi creează punctele de atac pentru abataje ;

— *l.m. de abataj* — pentru extragerea substanţei minerale utile ;

— *l.m. speciale* — pentru deservirea procesului de producţie (camere, bazine colectoare ş.a.).

c) După poziţia lor în raport cu zăcămîntul :

— *l.m. executate în steril* ;

— *l.m. executate în zăcămînt*.

d) După legătura lor cu suprafaţa, se diting :

— *l.m. la zi* ;

— *l.m. oarbe*.

e) După înclinare :

— *l.m. orizontale* : galerii şi camere ;

— *l.m. înclinate* : plane înclinate, suitori, puţuri ;

— *l.m. verticale* : puţuri.

Lucrările miniere orizontale sînt caracterizate, în general, prin unghiul foarte mic (0—7‰) pe care îl face axa longitudinală a acestora cu planul orizontal. În categoria acestor lucrări se menţionează :

Galeriile — lucrări miniere orizontale sau cu o mică înclinare (sub 7‰), care au lungimea mult mai mare decît dimensiunile secţiunii transversale. Ele servesc ca lucrări pentru transport, aeraj, evacuarea apelor, montarea conductelor de alimentare cu aer comprimat şi apă, a cablurilor electrice etc.

În funcţie de amplasamentul gurii galeriei, de poziţia care o ocupă în raport cu zăcămîntul şi scopul urmărit se deosebesc :

— *galeria de coastă* se sapă de la zi, din coasta unui deal sau versant muntos, pentru a explora sau deschide un zăcămînt. După unghiul pe care îl fac cu direcţia zăcămîntului, galeriile de coastă pot fi : *transversale*, cînd sînt perpendiculare pe direcţia zăcămîntului ; *direcţionale*, cînd se execută pe direcţia zăcămîntului sau paralel cu zăcămîntul ; *diagonale*, cînd fac un unghi oarecare cu direcţia zăcămîntului ;

— *tunelul* este o lucrare orizontală de secţiune medie sau mare care are două ieşiri la zi, pe doi versanţi opuşi ai unui deal sau munte :

— *galeria transversală* este lucrarea minieră orizontală care se sapă perpendicular pe direcţia zăcămîntului servind la : delimitarea orizonturilor de exploatare, legarea puţului de extracţie cu zăcămîntul, legarea a două galerii direcţionale etc. ;

— *galeria direcțională* se sapă în zăcămînt sau în steril, paralel cu zăcămîntul, la nivelul etajelor sau subetajelor, și servește pentru : explorare geologică, transport, aeraj, evacuarea apelor etc. ;

— *galeria de străpungere* sau *de traversare* se sapă în zăcămînt, transversal, din culcușul pînă în acoperișul său ;

— *galeria de preambalaj* este o lucrare minieră orizontală care se execută în zăcămînt, după specificul metodei de exploatare, pentru începerea lucrărilor de abataj (extragere).

Camerele sînt excavații orizontale a căror lungime, lățime și înălțime sînt apropiate ca mărime. Din această categorie fac parte : camerele de mașini (de extracție, compresoare, pompe, transformatoare, ventilatoare), depozitele de explozivi, bazinele de colectare a apelor, magaziile, atelierele de mină etc. Întrucît au destinație bine precizată și de cele mai multe ori se execută prin metode speciale, camerele cu secțiuni mari ca și rampele puțurilor și tunelurile se consideră *lucrări speciale.*

Lucrările miniere înclinate sînt caracteristizate prin înclinarea pe care axa lor longitudinală o face cu planul orizontal. În această categorie de lucrări se menționează :

— *puțul înclinat* este o lucrare minieră înclinată care se sapă pentru cercetare sau pentru extracție, fiind echipat la partea superioară cu mașină de extracție, iar pe vatră cu linie ferată pe care se deplasează — ghidat — un vas de extracție care poate fi schip sau vagonet de mină ;

— *planul înclinat* este o lucrare minieră înclinată executată în scop de cercetare, deschidere sau pregătire pe care transportul se face cu benzi, cu mijloace autopropulsate sau cu instalații simple de transport ;

— *suitoarea* este o lucrare minieră înclinată care se execută de jos în sus, între două etaje de exploatare sau de la un etaj la suprafață, în zăcămînt sau în rocile înconjurătoare, avînd una sau mai multe din următoarele destinații : explorarea zăcămîntului pe verticală, compartimentarea zăcămîntului în blocuri sau panouri de exploatare, aeraj, circulația personalului, transporul gravitațional al produselor miniere, montarea conductelor și a cablurilor de forță și, mai rar, pentru drenarea apelor de mină ;

— *scobitura* este o suitoare scurtă care se execută pe înclinarea zăcămîntului într-un pilier de protecție și face legătura între o galerie direcțională și abataj ;

— *rostogolul* este lucrarea minieră înclinată care servește la transportul gravitațional de la un etaj superior la altul inferior.

Lucrările miniere verticale sînt acele construcții miniere a căror axă formează cu planul orizontal un unghi de 90°. Din categoria acestor lucrări fac parte :

— *puțul de mină* este o lucrare verticală cu secțiune mică (1,45 × 2,6 m²) și adîncimea de 10—30 m, care se sapă de la suprafață pentru a traversa un zăcămînt în scopul cercetării geologice (cartare, probare) ;

— *puțul de explorare* este o lucrare verticală cu secțiune și lungime mai mare decît puțul de mină, care se sapă pentru explorarea în adîncime a unui zăcămînt identificat, iar după punerea zăcămîntului în exploatare servește ca puț de exploatare ;

— *puțul de exploatare* este o lucrare minieră verticală care servește la deschiderea în adîncime a cîmpului minier, pentru extracție, aeraj și evacuarea apelor etc. ;

— *puțul orb* este lucrarea minieră verticală care leagă două sau mai multe orizonturi între ele fără a avea ieșire directă la zi. Tot în această categorie intră *suitorile* și *rostogolurile verticale.*

Clasificarea redată nu epuizează întreaga gamă a lucrărilor miniere, a căror diversitate este foarte mare și se amplifică pe măsura introducerii unor noi metode de deschidere, pregătire și exploatare a zăcămintelor.

2. SĂPAREA ȘI SUSȚINEREA GALERIILOR

2.1. ALEGEREA PROFILULUI ȘI DIMENSIONAREA SECȚIUNII TRANSVERSALE A GALERIILOR

Profilul galeriilor. Forma secțiunii transversale a unei lucrări minere se alege în funcție de : scopul și destinația acesteia ; caracteristicile geologice și proprietățile fizico-mecanice ale rocilor traversate : adîncimea la care se execută ; metoda de săpare și tipul susținerii ; durata de serviciu.

La galerii, cei mai des întîlnite sînt profilele simetrice (fig. XIX.1) : dreptunghiular (*1*) ; dreptunghiular cu tavan boltit (*2*) ; dreptunghiular cu radier (*3*) ; trapezoidal (*4*) ; poligonal (*5*) ; potcoavă (*6*) ; eliptic (*7*) și circular (*8*).

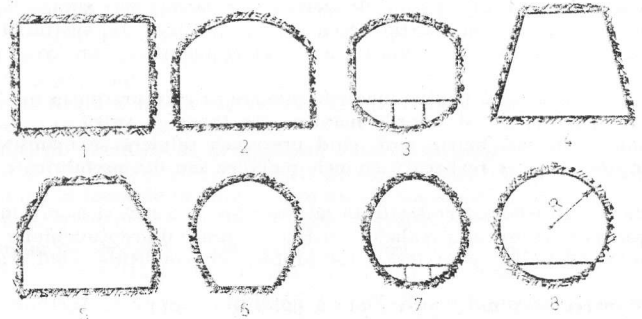


Fig. XIX.1. Profile de galerii.

La analiza condițiilor tehnico-miniere pentru alegerea profilului unei lucrări miniere trebuie să se țină seama de concluziile cercetărilor teoretice și experimentale privind starea de tensiuni în rocile din tavanul, pereții și vatra unei excavații subterane dintre care se menționează următoarele :

— în lucrările a căror secțiune este unghiulară (dreptunghi, trapez ș.a.) se produc concentrări de tensiuni de compresiune și de forfecare la punctele de contact ale tavanului sau vetrei cu pereții, adică în punctele unghiulare ;

— în tavanul lucrărilor cu secțiune dreptunghiulară și trapezoidală se formează tensiuni de tracțiune de mărimi importante care micșorează rezistența și stabilitatea rocilor ;

— boltirea tavanului favorizează rezistența și stabilitatea deoarece tensiunile de tracțiune sînt eliminate ;

— tensiunile de compresiune ajung la valori maxime în cazul lucrărilor cu secțiune dreptunghiulară, la mijlocul înălțimii lor ;

— concentrarea maximă a tensiunilor se constată în părțile unghiulare, iar extinderea lor poate ajunge la distanța de 1,5 — 2 ori dimensiunea maximă a secțiunii ;

— în lucrările cu secţiune circulară sau eliptică valorile maxime ale tensiunilor de compresiune apar la extremităţile axelor orizontale ;

— în lucrările înclinate tensiunile de compresiune apar la contactul tavanului cu pereţii, iar tensiunile de tracţiune la tavan şi vatră.

Pe baza acestor concluzii se recomandă următoarele porfile de lucrări :

— *trapezoidal* — cînd se utilizează susţinerea cu cadre din lemn, beton armat sau profile metalice, pentru a prelua presiunea minieră verticală din tavan şi orizontală din pereţi ;

— *dreptunghiular* — în roci tari compacte, cu stabilitate ridicată, cînd lucrarea nu necesită susţinere ; în roci stratificate care se consolidează cu ancore sau la lucrări de scurtă durată în roci nestabile, cînd se aplică susţinerea cu cadre din lemn sau metal ;

— *dreptunghiular cu tavan boltit* — în roci de stabilitate medie, cînd presiunea minieră se manifestă din tavan, iar susţinerea se face cu beton, cadre metalice, torcret, ancore sau combinaţii ale acestora ;

— *dreptunghiular cu radier* — cînd rocile din vatra lucrării sînt moi, cu rezistenţă foarte mică sau se umflă dînd presiuni ;

— *poligonal* — în cazul susţinerii cu cadre din elemente prefabricate, dacă se urmăreşte reducerea distanţei dintre reazemele elementelor de susţinere supuse la încovoiere ;

— *potcoavă* — în roci moi susţinute cu beton, cînd fundaţia susţinerii trebuie mărită pentru ca vatra să preia presiunea minieră ce se manifestă din tavan şi pereţii laterali ;

— *eliptic* — se adoptă pentru lucrările miniere în care presiunea minieră se manifestă din toate părţile, avînd valorile maxime din tavan şi vatră ;

— *circular* — în roci foarte moi, cînd presiunea minieră se manifestă din toate direcţiile, iar susţinerea se realizează cu inele metalice sau din prefabricate de beton ori cu cuvelaje.

Datorită avantajelor concretizate în lăţime mare la vatră şi la nivelul superior al vaselor de transport şi uşurinţa realizării susţinerii, profilul dreptunghiular şi cel dreptunghiular cu tavan boltit se preferă altor profile, în condiţiile cînd vatra lucrării este stabilă.

Dimensionarea secţiunii transversale a galeriilor. Suprafaţa secţiunii transversale a unei lucrări miniere se determină astfel încît cu cheltuieli minime de săpare, susţinere şi amenajare să se asigure funcţiunile acesteia pe toată durata ei de serviciu.

La *dimensionarea secţiunii utile* a unei galerii se ţine seama de : destinaţia ei ; gabaritul utilajelor de transport ; numărul liniilor ferate ; modul de circulaţie a personalului ; debitul de aer ce trebuie vehiculat ; dimensiunile maxime ale utilajelor tehnologice folosite la tăierea, încărcarea şi evacuarea rocii din front ; dimensiunile altor utilaje sau subansamble ale acestora ce urmează a fi introduse în celelalte lucrări miniere ; debitul apelor de infiltraţie ce se scurg pe galerie etc.

Secţiunea de săpare a galeriei este mai mare decît cea liberă întrucît o parte a ei este ocupată de infrastructura căii ferate, susţinere şi canalul pentru scurgerea apelor. Dacă se prevăd manifestări ale presiunii miniere, care să deformeze vizibil susţinerea şi în consecinţă să reducă treptat secţiunea utilă pe durata de serviciu a lucrării, secţiunea iniţială se alege mai mare, pentru ca cel puţin o anumită perioadă de deformare efectele negative să nu fie resimţite.

În cazul cînd pe galerie urmează să fie montate conducte principale de alimentare cu aer comprimat şi apă, cabluri electrice sau linii de troleu, la dimensionarea secţiunii utile trebuie să se ţină seama şi de spaţiile pe care acestea le ocupă după montare.

Pentru prevenirea accidentelor tehnice şi umane, la dimensionarea secţiunii unei galerii se vor avea în vedere următoarele norme obligatorii :

— lăţimea galeriei se determină la înălţimea de 1 600 mm de la coroana şinei ;

— înălţimea secţiunii utile a galeriei va fi de cel puţin 1 800 mm ;

— distanţa minimă între mijloacele de transport pe cale ferată şi susţinere să fie cel puţin 200 mm la susţinerea cu beton, 250 mm la susţinerea cu cadre şi 400 mm cînd transportul se face cu benzi ;

— pentru culuarul destinat personalului, spaţiul liber între vasele de transport şi pereţi să fie de cel puţin 600 mm cînd viteza de transport este sub 6 km/h şi 800 mm la viteză de transport mai mare de 6 km/h, iar unde nu se pot asigura aceste spaţii se amenajează din 50 în 50 m nişe de retragere cu lăţimea de 0,8 m, adîncimea de 1 m şi înălţimea de 1,8 m ;

— în locurile de cuplare şi de decuplare a vagonetelor şi în rampe spaţiile libere vor fi de 1 000 mm ;

— în curbe lăţimea galeriei va fi mai mare cu 300—400 mm ;

— nu se amenajează spaţii pentru circulaţie între liniile ferate ;

— în cazul liniilor duble, între mijloacele de transport se lasă un spaţiu liber de cel puţin 200 mm ;

— între partea cea mai înaltă a locomotivei şi tavanul galeriei se lasă un spaţiu de 300 mm la susţinerea în beton şi 400 mm în restul cazurilor ;

— la transportul cu locomotive cu troleu, linia aeriană se montează la înălţime mai mare de 1 800 mm şi se protejează cu jgheab ori de cîte ori se montează la înălţime mai mică de 2 200 mm.

Secţiunea liberă a galeriei se verifică la circulaţia aerului a cărui viteză (debitul Q : secţiunea S) se limitează la maxim :

— 4 m/s, în lucrările de pregătire în curs de execuţie ;

— 8 m/s, în galerii şi plane înclinate pe care se face transport de personal ;

— 10 m/s, în lucrările pe care se face numai transport de materiale ;

— 15 m/s, în lucrările care servesc exclusiv pentru aeraj.

Determinarea secţiunii pe cale grafică. Pentru determinarea secţiunii unei lucrări miniere se execută schiţa profilului ales, iar apoi în interiorul acestuia se marchează la o scară potrivită şi cît mai simplu : susţinerea, infrastructura căii ferate, canalul pentru scurgerea apelor, mijloacele de transport la înălţimea lor reală, conductele, cablurile şi alte instalaţii ce urmează a fi montate pe lucrare şi se marchează spaţiile libere dinspre pereţi şi între mijloacele de transport, după caz.

De asemenea, se cotează principalele elemente constructive ale lucrării care trebuie cunoscute pe timpul execuţiei. Parametrii constructivi, notaţiile din figură şi formulele de calcul este bine să fie cuprinse într-un tabel.

La dimensionarea infrastructurii căii ferate se ţine seama de stratul de balast pe care se aşază traversele (100—150 mm), care pentru linii simple au dimensiunile de 90×130×930 mm şi se montează la distanţa de 0,8—1m.

Înălţimea de la vatra galeriei la nivelul traversei montate este 220—250 mm, iar înălţimea de la nivelul vetrei la coroana şinei de 320—350 mm, în funcţie de tipul şinei.

La galerii şi plane înclinate care au profilul dreptunghiular cu tavan boltit, alegerea înălţimii peretelui vertical pînă la naşterea bolţii se face după o analiză atentă, deoarece dacă naşterea bolţii este la înălţime mai mare de 1600 mm de la coroana şinei, o bună parte din suprafaţa bolţii poate rămîne neutilizabilă, iar dacă naşterea bolţii este la înălţime mai mică de 1600 mm se majorează distanţele între vasele de transport şi pereţii verticali. Se recomandă ca la galeriile simple naşterea bolţii să depăşească înălţimea mijlocului de transport, iar la galeriile duble să nu coboare cu mai mult de 300—400 mm sub nivelul superior al vasului de transport.

Ţinînd seama de aspectele prezentate, în continuare se redau în figurile XIX. 2, XIX.3 şi XIX.4 şi în tabelele XIX. 1, XIX.2 şi XIX.3 schiţele şi formulele de calcul ale

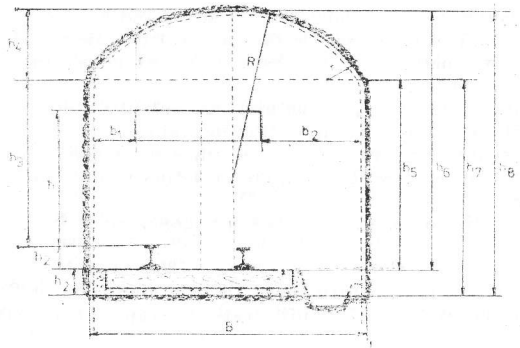


Fig. XIX.2. Elementele constructive ale profilului de galerie dreptunghiular cu tavan boltit, avînd bolta cu 3 centre.

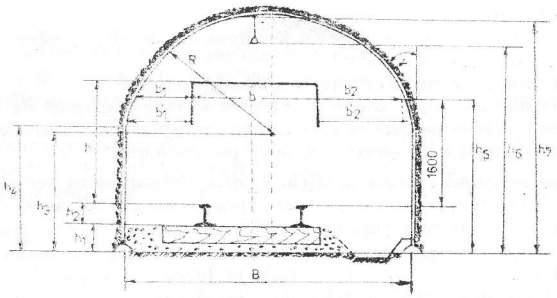


Fig. XIX.3. Elementele constructive ale profilului de galerie dreptunghiular cu boltă semicirculară.

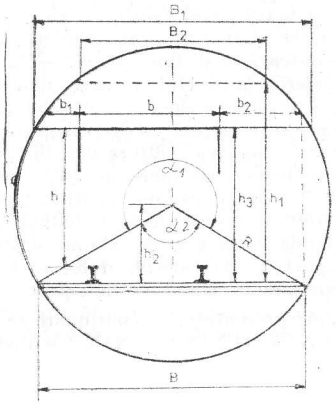


Fig. XIX.4. Elementele constructive ale profilului de galerie circular.

elementelor constructive ale galeriilor cu următoarele profile : dreptunghiular cu tavan boltit avînd bolta cu trei centre ; dreptunghiular cu tavan boltit avînd bolta semicirculară şi circulară.

Tabelul XIX.1

Elementele constructive pentru secţiunea galeriei cu profil dreptunghiular şi tavan boltit, avînd bolta cu 3 centre

Parametri constructivi	Notaţii şi formule de calcul
1. *Dimensiuni pe verticală* (înălţimi)	
— vatră-nivelul traverselor	h_1
— nivelul traverselor coroana şinei	h_2
— coroana şinei-naşterea bolţii	h_3
— coroana şinei-mijlocul de transport	h — din cartea tehnică a mijlocului de transport
— naşterea bolţii-cheia bolţii	$h_4 = B/3$
— traverse-naşterea bolţii	$h_5 = h_2 + h_3$
— traverse-cheia bolţii	$h_6 = h_2 + h_3 + h_4$
— vatră-naşterea bolţii	$h_7 = h_1 + h_5$
— vatră-cheia bolţii	$h_8 = h_7 + h_4$
2. *Dimensiuni pe orizontală* (lăţimi)	
— mijlocul de transport	b (din cartea tehnică)
— peretele vertical-mijlocul de transport	$b_1 \geqslant 200$ (250) mm
— culoarul de circulaţie	$b_2 \geqslant 600$ (800) mm
— între 2 mijloace de transport	$b_3 = 200$ mm
— susţinere (rocă vie-profil util)	b_4 — conf. calcule
— lăţimea în lumină (liberă) :	B
— pentru galerie simplă	$B = b + b_1 + b_2$
— pentru galerie dublă	$B = 2b + b_1 + b_2 + b_3$
— lăţimea de săpare :	B_1
— pentru galerie simplă	$B_1 = b + b_1 + b_2 + 2b_4$
— pentru galerie dublă	$B_1 = 2b + b_1 + b_2 + b_3 + b_4$
3. *Racordări*	
— raza arcelor laterale	$r = 0,262\ B$
— raza arcului axial	$R = 0,692\ B$
4. *Suprafeţe calculate*	
— liberă, utilă sau în lumină	$S_1 = Bh_5 + 0,26\ B^2$
— de săpare	$S_2 = B_1 h_7 + 0,26\ B_1^2$
5. *Perimetrul*	
— în lumină	$P_1 = 2h_5 + 2,33\ B$
— de săpare	$P_2 = 2h_7 + 2,33\ B_1$

Tabelul XIX.2

Elementele constructive ale profilului dreptunghiular cu boltă semicirculară, susţinut cu cadre metalice

Parametri constructivi	Notaţii şi formule de calcul	Valori calculate
1. *Dimensiuni pe verticală* (înălţimi)		
— vatra-nivelul traverselor	h_1	$h_1 = 200 \div 250$ mm
— nivelul traverselor-coroana şinei	h_2 — după tipul şinelor	
— vatră-centrul axului axial al grinzii	h_3 — din cartea tehnică	
— vatră-naşterea bolţii (p. vertic. a stîlpului)	h_4 — din cartea tehnică	
— vatră-pînă la 1600 mm de coroana şinei	$h_5 = 1600 + h_1 + h_2$	
— vatră-firul de troleu	$h_6 = h_1 + h_2 + 2250$	
— vatră-cheia bolţii	$h_7 = h_6 + (250 \ldots 400)$	
2. *Dimensiuni pe orizontală* (lăţimi)		
— mijlocul de transport	b = din cartea tehnică	
— peretele lucrării-mijlocul de transport	$b_1 \geqslant 200\ (250)$ mm	
— culoarul de circulaţie la $h = 1600$ mm	$b_2 \geqslant 600\ (800)$ mm	
— peretele vertical-mijlocul de transport	$b_1' = b_1 + (h_5 - h_4)\ \mathrm{tg}\ \alpha$	
— peretele vertical-mijlocul de transport la culoarul de circulaţie	$b_2' = b_2 + (h_5 - h_4)\ \mathrm{tg}\ \alpha$	
— unghiul de racordare a peretelui vertical cu boltă	$\alpha = 10 - 20°$	
— lăţimea în lumină, pentru galerie simplă	$B = b + b_1' + b_2'$	
— idem pentru galerie dublă	$B = 2b + b_1' + b_2' + b_3$	
— lăţimea de săpare pentru galerie simplă	$B_1 = B + 2T$	
— idem pentru galerie dublă	$B = B + 2T$	
— grosimea susţinerii	$T = h_p + h_b$	
— înălţimea profilului metalic	$h_p = 98$ mm ptr. SG—18 $h_p = 110$ mm ptr. SG—22 $h_p = 90$ mm ptr. AM—22	
— lăţimea bandajului	h_b — depinde de tipul bandajului	
3. *Raza grinzii boltită*	$R = B/2$	
4. *Suprafaţa liberă*	$S_1 = \frac{\pi R^2}{2} + B(h_4 - h_1) + C^2$	
5. *Suprafaţa de săpare*	$S_2 = \frac{\pi(R + T)^2}{2} + B_1 h_1$	
6. *Perimetrul*:		
— în lumină	$P_1 = B + 2(h_4 - h_1) + \pi R$	
— de săpare	$P_2 = B_1 + 2h_4 + \pi(R + T)$	

Tabelul XIX.3

Elementele constructive ale profilului de galerie circular

Parametri constructivi	Notaţii şi formule de calcul
1. Lăţimea mijlocului de transport	b
2. Distanţa de la perete la mijlocul de transport la nivelul vetrei	$b_1 \geqslant 200$ mm
3. Lăţimea culoarului de circulaţie la nivelul vetrei	$b_2 \geqslant 600$ mm
4. Lăţimea la nivelul vetrei	$B = b + b_1 + b_2$
5. Lăţimea la nivelul superior al mijlocului de transport	$B_1 = 2\sqrt{R^2 - (h_3 - h_2)^2}$
6. Înălţimea mijlocului de transport	h
7. Înălţimea culoarului de circulaţie	$h_1 \geqslant 1800$ mm
8. Înălţimea de la vatra la axa galeriei	$h_2 = \sqrt{R^2 - \frac{B^2}{4}}$
9. Lăţimea galeriei la înălţimea de 1800 mm de vatră	$B_2 = 2\sqrt{R^2 - (1800 - h_2)^2}$
10. Raza lucrării miniere	$R = \sqrt{0,81 + B^2/4}$
11. Măsura arcului de cerc deasupra vetrei	$\alpha_1 = 2\left(180° - \mathrm{arc\ sin}\ \frac{B}{2R}\right)$
12. Măsura arcului de cerc sub vatră	$\alpha_2 = 360 - \alpha_1$
13. Secţiunea lucrării sub vatră	$S_{IN} = \frac{\pi R^2}{360}\alpha_2 - \frac{R}{2}\sin\alpha_2$
14. Suprafaţa în lumină	$S_1 = \pi R^2 - S_{IN}$
15. Suprafaţa de săpare	$S_2 = \pi(R + T)^2$
16. Perimetrul în lumină	$P_1 = \frac{\pi R}{180}\alpha_1 + B$

După efectuarea calculelor se compară secţiunile rezultate cu cele din „Albumul de lucrări miniere tipizate" şi se alege pentru execuţie profilul cu secţiunea tipizată cea mai apropiată, dar mai mare decît cea rezultată din calcule.

$$S_{tip} > S_{calc.}$$

Secţiunea aleasă se verifică apoi la aeraj cu relaţia :

$$v = \frac{Q}{S_{tip}} \leqslant v_{admisă} \quad [\mathrm{m/s}] \qquad (2.1)$$

în care : Q este debitul de aer ce urmează a fi vehiculat prin lucrarea respectivă, m^3/s ;
S_{tip} — secțiunea liberă tipizată, m^2 ;
$v_{admisă}$ — viteza maximă admisă de NDPM pentru lucrarea proiectată, m/s.

Recomandări pentru alegerea secțiunii. Avînd în vedere diversitatea factorilor tehnici și economici-organizatorici care intervin, pentru alegerea secțiunii unei galerii se recomandă parcurgerea succesivă a următoarelor etape :

a) se determină *secțiunea utilă* a galeriei în funcție de dimensiunile de gabarit ale mijloacelor de transport, ținînd seama de spațiile libere reglementate ;

b) se verifică — la aeraj — secțiunea utilă rezultată ;

c) se aleg tipurile de susținere posibile de aplicat din punct de vedere tehnic ;

d) se stabilesc parametrii tehnici (dimensionali) ai fiecărui tip de susținere ;

e) se determină *secțiunea de săpare* pentru fiecare tip de susținere ;

f) se calculează cheltuielile de săpare, susținere și amenajare aferente fiecărui tip de *susținere* ;

g) se însumează cheltuielile de săpare, susținere, amenajare și întreținere pentru fiecare tip de susținere și se alege *secțiunea de săpare* corespunzătoare cheltuielilor minime. La aceleași cheltuieli sau la diferențe neesențiale se alege secțiunea de săpare și susținerea corespunzătoare ei care *asigură rezistența aerodinamică cea mai scăzută*.

În scopul ușurării calculelor în proiectare la noi în țară și în majoritatea celorlalte țări s-au elaborat *Profile tipizate* și *Norme de deviz* atît pentru construcțiile miniere cît și pentru lucrările geologice. Pentru lucrările miniere de pregătire și preabataje, fiecare centrală și întreprindere își are *Profile unificate*, aprobate de unitățile respective și actualizate periodic. La reactualizarea secțiunilor lucrărilor miniere tipizate trebuie să se țină seama de tendința de adoptare a unor secțiuni tot mai mari, ca urmare a majorării capacităților de producție ale minelor ; introducerea unor utilaje de tăiere, încărcare și transport în galerii, suitori și abataje, cu gabarite mari și a faptului că odată cu coborîrea în adîncime a exploatărilor cresc debitele de aer, iar aceste debite mărite se pot vehicula pe secțiuni mai mari.

Din calculul secțiunii unei galerii se observă că, pentru a realiza o anumită secțiune utilă, este necesar să se excaveze o secțiune (de săpare) mai mare, întrucît o parte din secțiunea săpată este ocupată de susținere.

În activitatea practică se alege tipul de susținere care ocupă volumul cel mai mic, urmărindu-se obținerea unui raport cît mai apropiat de 1, între secțiunea liberă și cea de săpare.

De asemenea, la alegerea secțiunii unei galerii este necesar să se țină seama de totalitatea cheltuielilor de săpare, susținere, amenajare și de exploatare pe durata ei de serviciu.

Tendința generală constă în adoptarea unor secțiuni mai mari, care permit mecanizarea avansată a execuției, asigură reducerea substanțială a cheltuielilor de transport și pentru vehicularea aerului pe galerie.

Dimensionarea canalului pentru scurgerea apelor. Concomitent cu derocarea masivului din interiorul profilului proiectat al galeriei, pe una din părțile ei laterale se adîncește talpa cu 150—250 mm și se amenajează un canal pentru colectarea și evacuarea apelor.

Canalul se proiectează în funcție de debitul de apă, stabilitatea rocilor și tipul de susținere.

În galeriile nesusținute executate în roci tari compacte se amenajează canal nesusținut acoperit cu scînduri (fig. XIX.5, *a*) sau neacoperit.

În galeriile care străbat roci nestabile sau cu tendința de umflare, susținute cu lemn sau prefabricate, canalul se susține și se căptușește cu scînduri.

Atunci cînd galeria se susține cu prefabricate metalice sau din beton armat se pot utiliza canalele prefabricate care se montează în adîncitura din vatra galeriei și se consolidează cu mortar de ciment. Aceste canale se construiesc din beton armat cu secțiunea vetrei semicirculară și pereți drepți (fig. XIX.5, *b*) sau trapezoidală.

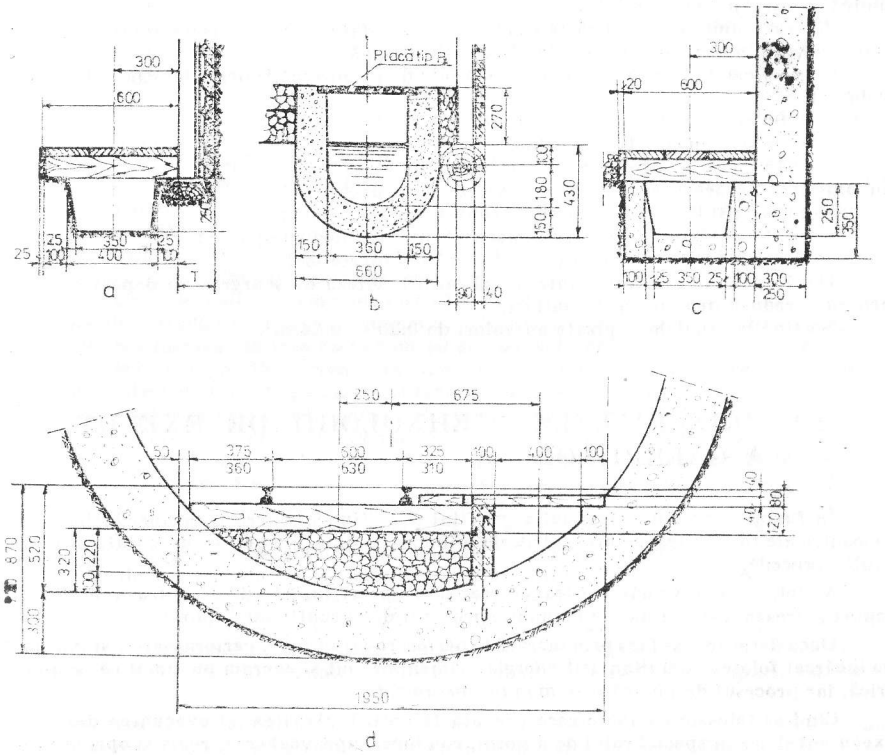


Fig. XIX.5. Diferite tipuri de canale pentru scurgerea apelor.

Dacă rocile din vatra galeriei sînt moi și exercită presiuni, susținerea acesteia se face cu radier, iar canalul se amenajează în piciorul de sprijin al susținerii de beton a galeriei (fig. XIX.5 *c*) sau în corpul radierului (fig. XIX.5, *d*).

Secțiunea canalului (F) se calculează în funcție de debitul de apă (Q) și viteza de scurgere (v) :

$$F = Q/v \ [m^2] \qquad (2.2)$$

Viteza de scurgere a apei nu este aceeaşi pe toată secţiunea canalului din cauza frecărilor de pereţi. S c h e z i determină viteza apei cu formula :

$$v = C\sqrt{R \cdot i} \quad \text{în care } C = \frac{87}{1 + \frac{\gamma}{\sqrt{R}}} \qquad (2.3)$$

unde : i este panta canalului ;

R — raza hidraulică, adică raportul între suprafaţa transversală a curentului de apă şi porţiunea din perimetrul canalului, umezit de apă ;

γ — coeficient de rugozitate care depinde de proprietăţile pereţilor canalului, avînd valori de :

— 0,06 pentru pereţi din scîndură ;
— 0,16 pentru pereţi din beton ;
— 0,46 pentru pereţii canalelor nesusţinute.

În practică se acceptă următoarele viteze de scurgere :

— pînă la 0,15 m/s pe canale executate în roci moi ;
— pînă la 0,30 m/s pe canale executate în roci tari compacte ;
— 0,5...2 m/s pe canale executate în roci foarte tari.

Dacă apele de infiltraţie antrenează miluri, viteza de scurgere va depăşi 0,25 m/s pentru a reduce depunerea de miluri.

Secţiunile canalelor tipizate au valori de 0,20 — 0,24 m².

2.2. PRINCIPALELE TEHNOLOGII DE EXECUŢIE A GALERIILOR

În funcţie de : felul, destinaţia, profilul şi secţiunea lucrării, proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor traversate, categoria minei etc., galeriile pot fi executate prin mai multe procedee.

Astfel, dacă se urmăreşte traversarea unei formaţiuni acvifere sau a unei surpări, echipa lucrează doar cu unelte manuale, procesul de execuţie este *manual*.

Dacă derocarea se face prin lucrări de perforare-împuşcare, perforatoarele şi maşinile de încărcat folosesc simultan atît energia oamenilor cît şi energia pneumatică sau electrică, iar procesul de muncă este *manual-mecanizat*.

Cînd se folosesc combine care execută tăierea, încărcarea şi evacuarea din front, executantul are în special rolul de a porni, conduce, supraveghera, regla şi opri maşinile complexe, prin acţiuni de scurtă durată, rolul principal avîndu-l maşina, iar procedeul de execuţie este *mecanizat*.

Construcţia lucrărilor miniere cu secţiune mai mare se poate face cu front continuu, la secţiuni de pînă la 20 m². Lucrările cu înălţimi mari se excavează în felii orizontale, cu un decalaj de 3—20 m, astfel că frontul de lucru al întregii lucrări apare în trepte drepte sau răsturnate. Dacă lăţimea lucrării este mare feliile orizontale se extrag pe două sau mai multe fîşii.

Principalele tehnologii aplicate pentru derocarea rocilor din interiorul profilului proiectat al galeriilor sînt următoarele : prin perforare-împuşcare ; cu combine de

înaintare, cu scut ; cu jet de apă sub presiune ; manual cu unelte simple sau cu ciocanul de abataj.

În *rocile tari, compacte şi cu stabilitate mare sau medie* tehnologia cea mai extinsă este *prin perforare-împuşcare*.

Dacă în secţiunea lucrării se întîlnesc atît roci sterile cît şi substanţe minerale utile, aşa cum este cazul galeriilor direcţionale executate pe filoane sau strate cu grosimi mici şi foarte mici, se analizează tehnic şi economic dacă este raţional să se extragă deodată atît roca sterilă cît şi utilul, avansînd *cu front unic pe întreaga secţiune* a lucrării sau să se extragă separat sterilul şi separat utilul, caz în care lucrarea se realizează în două etape, executîndu-se în avans o secţiune mai redusă pentru derocarea sterilului (sau utilului), iar apoi restul rocilor pînă la profilul de săpare. Această *tehnologie selectivă* previne pierderile de substanţe minerale utile şi micşorează diluţia.

Consolidarea excavaţiei se realizează prin curăţirea frontului de rocile fisurate care nu s-au desprins la împuşcare, operaţie numită *copturirea frontului*, iar dacă rocile nu se menţin fără susţinere se execută o construcţie *de susţinere* care să oprească pătrunderea rocilor care se desprind de pe conturul lucrării în interiorul profilului util.

Tehnologia de execuţie a galeriilor *cu combina* simplifică procesul, deoarece dislocarea rocilor şi evacuarea lor din frontul de lucru se realizează în paralel de către organele de tăiere şi încărcare ale combinei. Combina permite şi tăierea selectivă a rocilor din frontul galeriei — utilul respectiv sterilul fiind încărcate în vase de transport diferite, astfel că separarea se face pe fluxul de transport.

Cercetările actuale în domeniul dislocării rocilor sînt orientate spre testarea posibilităţilor de introducere a noilor cuceriri ale ştiinţei şi tehnicii din celelalte domenii de activitate. S-a încercat tăierea rocilor cu *jet de apă* sub presiune înaltă cu ultrasunete, cu curent electric de înaltă frecvenţă, cu laser şi cu şoc termic. Apare interesantă şi ideea topirii unui strat de rocă de pe conturul lucrării miniere şi apoi răcirea ei pentru realizarea unui contur sticlos-vitrificat care să elimine susţinerea.

În *rocile neconsolidate* şi *slab consolidate*, unde avansarea frontului galeriei trebuie precedată de o susţinere corespunzătoare, se aplică metoda *cu palplaşe*. Dacă lungimea lucrării care traversează astfel de roci este mare (tunele, metrouri) atunci se aplică *metoda cu scut*.

Pentru traversarea *rocilor neconsolidate puternic îmbibate cu apă*, cum este cazul straielor acvifere, se aplică metodele *cu palplanşe şi picoţi* şi *metoda cu scut*.

În rocile neconsolidate şi acvifere pot fi aplicate şi metode obişnuite, dacă în prealabil se realizează o consolidare artificială a acestora.

Scurta enumerare a metodelor şi tehnologiilor de execuţie a galeriilor ne permite să observăm că metodele de bază sînt cele prin *perforare-împuşcare* şi cu *combină* sau *scut* şi că, în multe situaţii, mai ales în rocile compacte şi stabile se pot aplica mai multe tehnologii.

Aplicarea lucrărilor de perforare-împuşcare la derocarea rocilor cu explozivi conferă procesului de construcţie a lucrărilor miniere un caracter ciclic. Complexele de operaţii principale care compun ciclul sînt : copturirea frontului de lucru, perforarea găurilor, încărcarea şi evacuarea rocilor din front, susţinerea, încărcarea găurilor cu explozivi şi împuşcarea, aerajul frontului de lucru. Aceste operaţii se execută succesiv sau în paralel la fiecare ciclu, iar după epuizarea întregului lanţ de operaţii frontul de lucru avansează pe o anumită lungime numită *pas de înaintare* sau *salt*. Intervalul de timp în care se desfăşoară şirul de operaţii se numeşte *durata ciclului*.

Operaţiile secundare, constînd în montarea căii ferate, a conductelor de aer comprimat şi apă, a cablurilor şi tuburilor de aeraj, se repetă şi ele periodic dar la un anumit interval de timp.

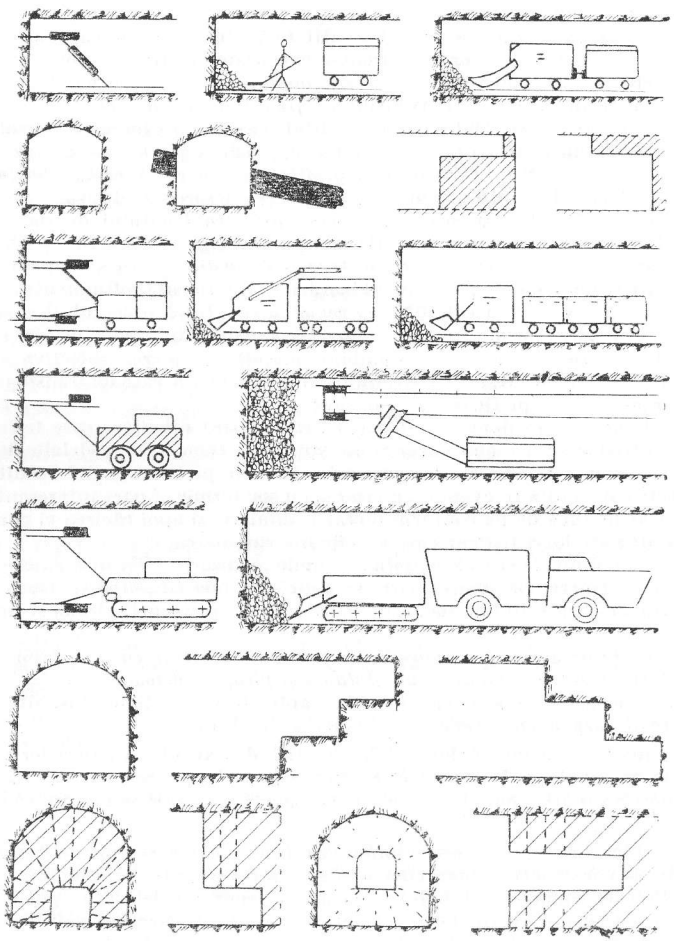


Fig. XIX.6. Metode de săpare a lucrărilor miniere orizontale prin perforare-împuşcare.

În scopul creşterii vitezei de execuţie a lucrărilor miniere prin perforare-împuşcare se acţionează pe două căi şi anume : reducerea duratei ciclului şi creşterea saltului.

Pentru *reducerea duratei ciclului* se acţionează prin : introducerea unor utilaje cu performanţe superioare pentru perforarea găurilor şi pentru încărcarea şi evacuarea rocii din front ; îmbunătăţirea aprovizionării echipelor cu scule, materiale şi energie ; ridicarea calificării şi perfecţionarea pregătirii profesionale a personalului ; dimensionarea corespunzătoare a parametrilor de săpare şi normarea judicioasă a consumurilor tehnologice. *Creşterea pasului de înaintare* se poate realiza prin perforarea găurilor cu lungime mai mare şi aplicarea corectă a măsurilor tehnico-organizatorice pentru obţinerea unui randament maxim de rupere.

Parametrii tehnologici ai complexelor de operaţii cum sînt : consumul de explozivi, numărul de găuri, lungimea şi diametrul găurilor, amplasarea găurilor pe suprafaţa frontului, împuşcarea, aerajul parţial, evacuarea materialului derocat etc., trebuie să fie astfel precizaţi încît să asigure : realizarea profilului precizat, randamentul maxim de folosire a găurilor, granulaţie optimă a rocii după împuşcare, productivitate mare la perforarea găurilor şi la încărcarea şi evacuarea rocii, durată mică de aerisire a frontului şi condiţii optime pentru muncitori.

După modul de execuţie a principalelor operaţii din compunerea ciclului de săpare a galeriilor cu secţiuni mici, medii şi mari, metodele de săpare prin perforare-împuşcare rezultă din fig. XIX.6.

2.3. SĂPAREA GALERIILOR PRIN PERFORARE ŞI ÎMPUŞCARE

2.3.1. PERFORAREA GĂURILOR DE MINĂ

Gaura de mină este o excavaţie cilindrică sau foarte uşor tronconică, avînd lungimea pînă la 5 m şi diametrul sub 75 mm, destinată amplasării unei încărcături explozive în scopul dislocării rocii sau substanţei minerale utile. În afară de găuri de mină cu diametrul mic (de obicei 30—46 mm), care sînt folosite mai frecvent, în practica minieră se mai folosesc găuri cu diametre pînă la 100 —150 mm şi lungimi pînă la 100 m, numite *găuri de sondă*.

Perforarea este operaţia de executare a găurii de mină cu ajutorul unei unelte ascuţite care dezagregă roca, manual, mecanic sau prin procedee speciale.

Înaintea introducerii perforatoarelor în minerit, perforarea găurilor de mină se făcea manual cu unelte rudimentare (daltă şi ciocan). În prezent perforarea găurilor de mină se execută în exclusivitate cu ajutorul ciocanelor perforatoare.

Ciocanele perforatoare se clasifică în funcţie de elementele constructive şi funcţionale care le diferenţiează, aşa cum se observă din tabelul XIX.4.

Perforatoarele pot avea masa de 10 — 120 kg şi se susţin manual, pe coloane telescopice pe suport, ori pe braţele sau manipulatoarele cărucioarelor de perforare.

Perforarea percutantă. Se execută cu perforatoare pneumatice sau electrice, care asigură lovirea axială a sfredelului şi rotirea acestuia, la fiecare cursă inversă a pistonului, cu un unghi de 30—35°.

Pe capul sfredelului sînt aplicate loviturile pistonului perforatorului. Tăişul sfredelului pătrunde în rocă şi produce strivirea acesteia după prisma *abc* (fig. XIX.7).

După fiecare lovitură sfredelul are un recul care îi uşurează rotirea produsă de pistonul perforatorului la cursa inversă. Sfredelul este apăsat pe fundul găurii cu o

Tabelul XIX.4

Clasificarea ciocanelor perforatoare

Criteriul de clasificare	Denumirea ciocanelor
1. Felul energiei folosite	pneumatice, electrice, cu ardere internă, hidraulice
2. Acţiunea sfredelului asupra rocii	percutante, rotative, roto-percutante
3. Construcţia distribuitorului de aer comprimat la ciocanele pneumatice	cu supapă (oscilantă sau inelară) : cu sertar, cu distribuţia aerului prin piston
4. Domeniul de folosire	— pentru perforarea găurilor de mină ; — pentru forarea găurilor de sondă.

forţă axială care are rolul de a ţine în contact permanent tăişul sfredelului cu roca. Dezagregarea rocii se datoreşte efectului de pană al tăişului sfredelului.

În urma rotirii sfredelului, în jurul axei sale longitudinale, lovitura următoare are loc la o nouă poziţie a tăişului.

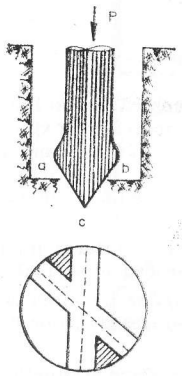


Fig. XIX.7. Principiul perforării percutante.

La o rotaţie a sferdelului de 180°, în interiorul rocii se realizează o excavaţie cilindrică avînd diametrul ceva mai mare decît al tăişului sfredelului şi adîncimea sub 1 mm. Viteza de perforare se măsoară în cm/min şi depinde de : tăria rocii, puterea de izbire a pistonului perforatorului, randamentul de transmitere a loviturii pe fundul găurii, diametrul şi unghiul de ascuţire al tăişului sfredelului etc.

Dezagregarea rocii se face discontinuu, numai în timpul percuţiilor, şi cu randament scăzut.

Curăţirea detritusului de pe fundul găurii se face cu apă injectată printr-o gaură axială din corpul sfredelului sau prin absorbţia prafului prin gaura axială şi reţinerea lui într-un vas cu filtru.

Dacă în apă se introduc substanţe tensioactive, acestea slăbesc coeziunea rocii, micşorează frecarea între suprafaţa sfredelului şi pereţii găurii şi uşurează pătrunderea tăişului în rocă. În consecinţă, viteza de perforare creşte, iar cantitatea de praf mărunt care se formează scade.

Ca substanţe tensioactive, în soluţii diluate se utilizează clorurile de Na, Mg, Al, Fe sau unele substanţe organice superficial active (alcooli, fenoli şi acizi graşi).

La perforatoarele percutante, pistonul *1* (fig. XIX.8) loveşte sfredelul *2*, iar la cursa inversă pistonul roteşte bucşa de rotire *3* cu care este îmbinat prin canelurile longitudinale *4*, iar bucşa roteşte sfredelul cu care se îmbină prin cepul de formă hexagonală.

La cursa directă pistonul nu se roteşte întrucît mecanismul cu clicheţi *I — I* este astfel construit încît premite rotirea bucşei intermediare *5* într-un singur sens.

Perforatoarele percutante grele realizează rotirea sfredelului printr-un motor special.

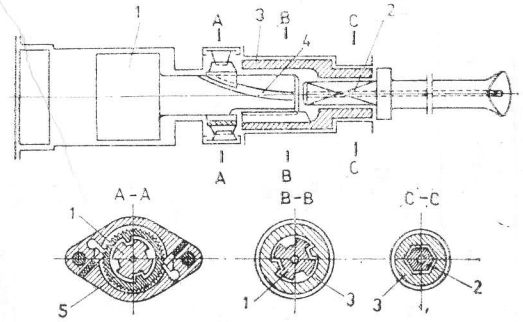


Fig. XIX.8. Schema de funcţionare a perforatorului pneumatic percutant avînd mecanismul de rotire cu clicheţi amplasat pe tija pistonului.

Principalele caracteristici ale unor tipuri de perforatoare pneumatice percutante mai des folosite sînt redate în tabelul XIX.5.

Pentru perforarea găurilor de mină cu perforatoare percutante montate pe coloană. telescopică este nevoie de : perforator ; coloană pentru susţinerea perforatorului ; reţele de alimentare cu aer comprimat şi apă la care perforatorul se racordează prin furtunuri de cauciuc ; sfredele ; rezervor şi ungător pentru ulei respectiv pentru ungere.

În timpul exploatării utilajului se va da o atenţie deosebită ungerii perforatorului

Ungătorul automat trebuie verificat de două ori pe schimb şi la nevoie reumplut cu ulei. Dacă ungătorul are filtru de aer, acesta se curăţă periodic.

Furtunurile se suflă înainte de a fi racordate la perforator.

Periodic se verifică uzura bucşei de rotire cu ajutorul unui spion.

Depozitarea perforatorului se va face în locuri uscate după o prealabilă ungere.

Cel puţin o dată pe săptămînă perforatorul se duce la atelier pentru curăţire şi revizie.

Coloanele telescopice pentru susţinerea perforatoarelor. Coloanele pneumatice telescopice pentru susţinerea perforatoarelor au rolul de a uşura munca fizică şi de a asigura o forţă de împingere mare, cu scopul creşterii productivităţii la perforare.

Coloanele telescopice (fig. XIX.9) sînt compuse din cilindri *1*, foarte bine prelucraţi în interior, prevăzuţi la partea inferioară cu un picior de fixare *2*. În interiorul cilindrului glisează o tijă *3* care are la un capăt un piston cu garnitură de etanşare *4*. La partea superioară cilindrul are un cep de susţinere a perforatorului, *5*, şi un robinet pentru admisia şi evacuarea aerului comprimat din cilindru. Prin rotirea manetei *6*, axul *7* se înşurubează sau se deşurubează în corpul regulator *8*. Axul *7* deplasîndu-se acţionează prin intermediul arcului asupra supapei *10* care închide sau deschide orificiul de admisie *11*. Reglarea corpului de comprimare a arcului *12* se face înşurubînd sau deşurubînd corpul regulator *8* în corpul admisiei *13*. Evacuarea aerului comprimat din cilindru se face prin apăsare pe ventilul *14*.

Tabelul XIX.5

Caracteristicile unor perforatoare percutante pneumatice uşoare

CARACTERISTICI	P—90	PR—23	PP—110	PRT—8	PR—3 DVM	BBD—9DW	BBE—12BK	S—100
Ţara Firma	România Independenţa — Sibiu	U.R.S.S.	U.R.S.S.	U.R.S.S.	U.R.S.S.	Suedia Atlas C.	Suedia Atlas C.	Finlanda Tampella
Masa, kg	28,4	24,5	25,3	25,8	28	27,3	24	22,7
Lungimea, mm	750					670		625
Diametrul pistonului, mm	90	100	110	110	100	90	75	100
Cursa pistonului, mm	57	30	26	35	40	45	25	26
Numărul de lovituri pe minut	2330	3000	3500	3400	2930	3000	4800	3500
Energia de lovire, J	72	50	48	96	60	—	—	—
Numărul de rotaţii pe minut	200	160						
Momentul maxim de rotire, J	43	18	32	38	30	—	—	—
Consumul de aer, $N \cdot m^3$/min.	2,7	4,5	2,9	6,4	—	5,7	—	3,6
Diametrul furtunului de aer, mm	25	25	25	36	—	36	36	25
Diametrul furtunului de apă, mm	13	13	13	13	13	13	13	13

Coloanele pot fi simplu telescopice sau dublu telescopice.

În tabelul XIX.6 sînt redate caracteristicile tehnice ale unora din tipurile de coloane telescopice.

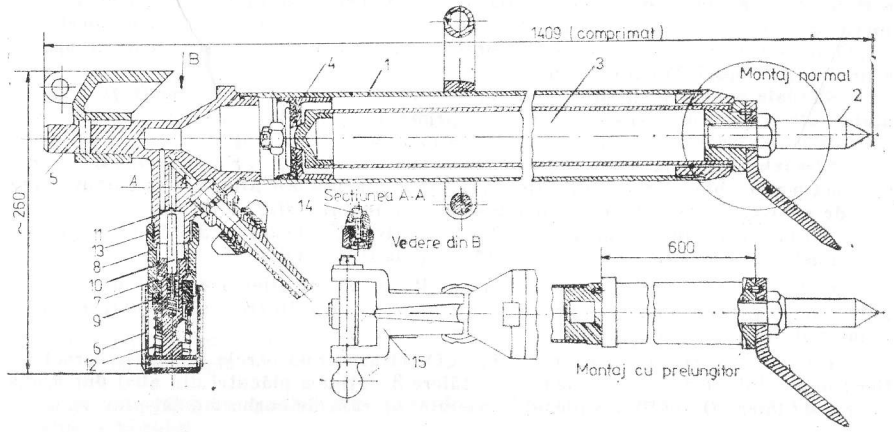


Fig. XIX.9. Coloană pneumatică simplu telescopică CT—64 pentru susţinerea perforatorului

Tabelul XIX.6

Caracteristicile tehnice ale unora din tipurile de coloane pneumatice telescopice pentru susţinerea perforatoarelor

Tipul suportului	Uzina constructoare, Ţara	Masa netă [kg]	Lungimea [mm]		Cursa [mm]	Diamterul pistonului [mm]
			Minimă	Maximă		
CT—64	*„Independenţa"* România	14	1409	2409	1000	70
P—18 LK	*Pneumatica* U.R.S.S.	16	1530	2630	1000	60
BMK—50T6B	*Atlas-Copco* Suedia	20	1455	3255	1850	60/75
BMT—70T	*Flottman* R.F.G.	26,8	1065	2765	1700	70/80
63 A	*Thor* Anglia	15,9	1800	3000	1200	70
64 A	*Demag* R.F.G.	14,5	1600	2600	1000	70
VRS—70	*Meudon* Franţa	19	1580	2740	1160	50

După cum se observă din acest tabel, coloanele telescopice cu o singură treaptă au cursa de deplasare de pînă la 1200 mm, în timp ce la coloanele cu două trepte lungimea cursei este de 1700 — 1850 mm.

Coloanele telescopice imprimă perforatorului, deci şi sfredelului, o forţă de împingere de 30—120 daN, în funcţie de diametrul cilindrului şi înclinarea coloanei. Acest lucru prezintă mare importanţă practică deoarece se ştie că pentru fiecare perforator există un domeniu în care viteza de perforare creşte odată cu creşterea forţei de apăsare a uneltei pe fundul găurii de mină.

Sfredele pentru perforarea percutantă. Sfredelul este unelta, confecţionată din oţeluri aliate, care prin mişcarea ce i se imprimă de perforator execută perforarea găurilor de mină, asigurînd totodată evacuarea detritusului rezultat.

Sfredelele cele mai folosite astăzi la ciocanele perforatoare cu performanţe ridicate sînt de tip monobloc, formate din tija *c*, tăişul *d*, plăcuţa din aliaj dur *e* orificiul pentru apa de spălare *h*, gulerul *b* şi coada sau emanşamentul *a* (fig. XIX.10).

T i j a cu secţiune hexagonală şi distanţa între feţe de 3/4, 7/8 şi 1 inch (în funcţie de diametrul tăişului) se execută din oţel aliat (tabelul XIX.7).

Gulerul, *b*, cu diametrul mai mare decît diametrul tijei are rolul de a limita pătrunderea sfredelului în perforator şi de a permite reţinerea sfredelului de către manşonul ciocanului perforator.

Capul de tăiere (tăişul) redat în fig. XIX.11 are următoarele elemente caracteristice : unghiul de degajare α, unghiul de tăiere β, lăţimea plăcuţei din aliaj dur *b*, diametrul de tăiere *D*, înălţimea plăcuţei însetate *h*, raza de curbură a tăişului *R*.

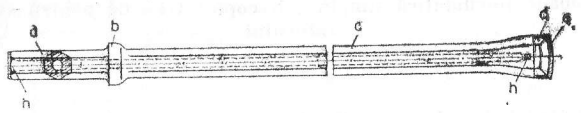


Fig. XIX.10. Elementele sfredelului monobloc.

Tabelul XIX.7

Caracteristicile tijelor pentru sfredele de perforare şi recomandări pentru alegerea lor

Diametrul tijei, inch (toli)	3/4	7/8	1
Masa tijei, kg/m	2,2	3,1	4
Diametrul tăişului, mm	24—35	27—40	31—43
Lungimea emanşamentului, mm	82,5—108	108—159	108—159

În general : $b = 10$ mm ; $h = 18$ mm ; $R = 140$ mm ; $\alpha = 3°$; $\beta = 90...110°$, iar $d = 5...7$ mm.

Forma tăişului poate fi : daltă simplă, daltă dublă, rozetă sau în cruce, cînd armarea se face cu aliaje dure sub formă de plăcuţe, sau uşor bombată cînd armarea se face cu pastile cilindrice sau sferice.

Tăişul în formă de daltă simplă generalizat la sfredelele monobloc are randament maxim de lovire şi este cel mai economicos din punct de vedere al consumului de aliaj dur.

Plăcuţa din capul de tăiere este din aliaj dur format din circa 90% WC şi 10% Co şi poate suporta 6—10 reascuţiri. Capul de tăiere poate fi uzinat separat şi să se îmbine cu tija prin strîngere (îmbinare conică la 2,5 — 5°) sau cu filet.

Reascuţirea tăişului trebuie făcută atunci cînd diametrul *D* se uzează la colţuri, formîndu-se un „contracon" cu o înălţime pînă la 8 mm, sau cînd uzura pe înălţimea

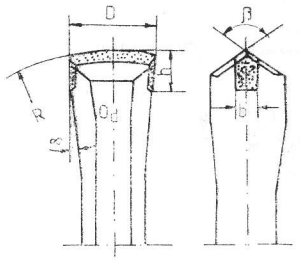


Fig. XIX.11. Elementele capului de tăiere cu forma de daltă simplă.

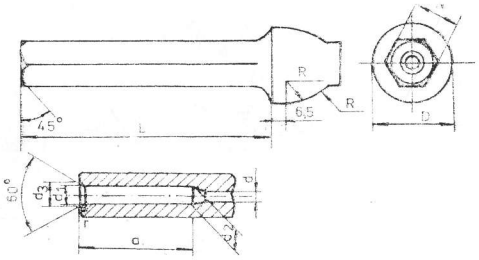


Fig. XIX.12. Elementele emanşamentului sfredelului.

h ajunge la o lăţime a muchiei de tăiere de 2—3 mm, măsurată la 5 mm de fiecare margine a tăişului.

Coada sau emanşamentul este partea sfredelului care se introduce în bucşa perforatorului primind loviturile pistonului şi transmiţînd momentul de rotire asupra tijei.

Elementele caracteristice ale emanşamentului sînt redate în fig. XIX.12.

În exploatare trebuie verificată periodic suprafaţa de lovire a sfredelului şi cea a pistonului perforatorului, uzura bucşei perforatorului, care nu trebuie să aibă un joc prea mare faţă de emanşamentul sfredelului, şi mecanismul de rotire al perforatorului.

Perforarea rotativă. Perforarea rotativă este caracterizată prin aceea că sfredelul are o mişcare de rotaţie şi una axială de avans, tăişul acestuia aşchiind, mărunţind şi răzînd continuu roca din fundul găurii.

Perforarea rotativă (fig. XIX.13) se realizează ca urmare a presării tăişului sfredelului cu forţa P_a şi pătrunderii acestuia în rocă, simultan cu imprimarea de către motorul perforatorului a unei mişcări de rotaţie a sfredelului în jurul axei sale, cu momentul *M*, datorită cărora tăişul aşchiază roca.

Fiecare punct de pe tăişul sfredelului *c* descrie în timpul perforării o linie elicoidală.

Din fig. XIX.13, *a* se observă că în timp ce porţiunea *OA* a muchiei active a sfredelului aşchiază roca în semicercul de sub muchia *AB*, porţiunea *OB* a muchiei tăietoare execută acelaşi lucru în semicercul de sus, astfel că la o jumătate de rotaţie a sfredelului adîncimea găurii de mină creşte cu τ, iar la o rotaţie completă a muchiei *AB* gaura se adînceşte cu valoarea $b = 2\tau$.

Perforatoarele rotative pot fi pneumatice sau electrice, susţinute manual sau mecanic. Caracteristicile tehnice ale unor perforatoare rotative sînt redate în tabelul XIX.8.

Un perforator pneumatic rotativ este format dintr-o carcasă metalică prevăzută cu două mînere, un motor pneumatic cu putere de 0,7 — 2,25 kW, un reductor planetar şi unul principal.

Rotorul realizează o turaţie de peste 3 000 rot/min, care este redusă la 300—700 rot/min.

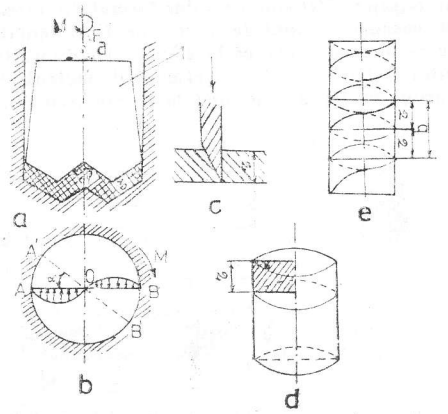


Fig. XIX.13. Principiul perforării rotative:
a — secţiune verticală; *b* — acţiunea sfredelului pe fundul găurii; *c*, *d*, *e* — pătrunderea sfredelului în rocă.

Tabelul XIX.8

Caracteristicile tehnice ale unor perforatoare rotative

Ţara	Tipul perforatorului	Masa perforatorului [kg]	Consum de aer comprimat [N m³/min]	Puterea [kW]	Turaţia [rot./min]	Momentul de rotire [N·m]	Tensiunea de alimentare [V]
România	PR—8	9	3,2	1,25	1500	—	—
	PEA—19 D	19	—	1,2	330/690	18	127
U.R.S.S.	SR—3	14	3,5	2,72	—	66	—
	ER—14 D—2 M	16	—	1,0	860	10,6	127
	ERP—18 D—2 M	24	—	1,4	300	40	127
Polonia	PW R—8	8,5	2,4	1,84	—	23	—
	VE—620	15,5	—	1,1	620	—	125
Cehoslovacia	VD 004—8	7,0	—	0,9	785	—	125
Anglia	E—59	15,3	—	1,0	430/720	—	125
R.F.G.	HGD—80	14	—	1,3	700	—	125

Aceste perforatoare (PR—8 DB, SG—1) sînt simple, comode, şi uşor de mînuit.

Un perforator electric rotativ (fig. XIX.14) are ca părţi componente un motor electric *1*, închis într-o carcasă de aluminiu şi răcit cu un ventilator *2*. Motorul acţionează reductorul cu roţile dinţate *3*, *4*, *5* şi *6* care transmite micşorarea de rotaţie sfredelului *7* introdus în bucşa *8*.

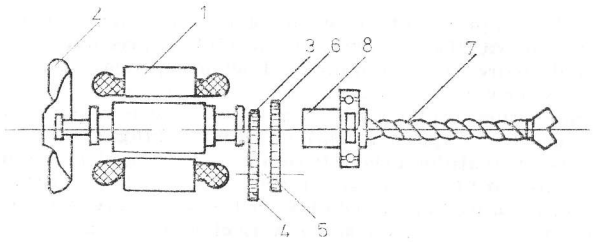


Fig. XIX.14. Schema cinematică a perforatorului electric rotativ PEA—19 D.

Ele se realizează în construcţie antigrizutoasă şi au atît mînerele cît şi partea frontală izolate cu cauciuc pentru prevenirea electrocutării. În timpul funcţionării se leagă la pămînt printr-un cablu special.

Motoarele care se utilizează în perforatoarele electrice rotative sînt trifazate, asincrone pentru tensiunea de 36, 127, 220 şi 380 V, cu puterea orară de 1,0—5 kW.

Perforatoarele rotative pot fi susţinute manual (dacă necesită o împingere axială pînă la 20 daN) şi pe coloane sau pe braţele unor cărucioare de perforare.

În comparaţie cu perforajul percutant, perforajul rotativ are o serie de avantaje ca:

— viteză mai mare de perforare, întrucît acţiunea sfredelului asupra rocii este continuă, distrugerea rocii se face prin aşchiere, iar la aşchiere rezistenţa rocii este mai redusă;

— zgomot mai redus;

— detritus mai grob şi prăfuire mai redusă;

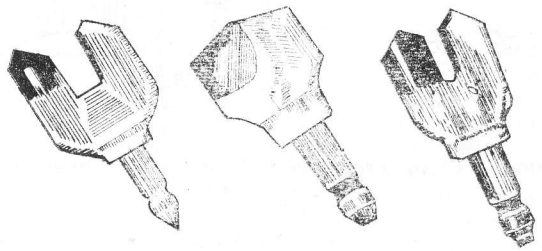


Fig. XIX.15. Cîteva tipuri de tăişuri pentru perforarea rotativă.

— randament mai ridicat, în special la folosirea perforatoarelor electrice.

Tăişurile sfredelelor pentru perforarea rotativă au forme speciale, aşa cum se observă din fig. XIX.15.

Perforarea rotopercutantă. Perforarea rotativ-percutantă este un procedeu mai recent de perforare în galerii, folosit pentru perforarea găurilor de mină în roci tari şi foarte tari.

Prin acest procedeu se obţin avantajele cumulate ale perforării rotative şi percutante, iar viteza de perforare creşte de două pînă la de 4 ori, comparativ cu perforarea percutantă.

Perforatoarele roto-percutante au un mecanism de lovire şi un motor pneumatic care roteşte axul principal al maşinii prin intermediul unui reductor.

Mecanismul de lovire este compus din unul sau două pistoane (ce se mişcă în sensuri contrare) care izbesc pe umerii axului principal.

Funcţionarea perforatorului asigură ca tăişul sfredelului să fie în permanenţă în contact cu fundul găurii. Apăsarea continuă cu forţa F(fig.XIX.16) şi lovirea sfredelului cu 3 000—5 000 percuţii/min slăbeşte roca şi uşurează aşchierea prin rotaţie.

În sectorul circular COC' roca este sfărîmată astfel: în interiorul zonei unghiulare α_1 roca este distrusă parţial datorită loviturilor, iar în interiorul zonei α_2 roca este aşchiată pe adîncimea $t'_2 - t_2$. La o nouă lovitură ciclul se repetă.

Comparativ cu perforajul percutant, perforajul rotopercutant realizează un detritus mai grob şi un grad de prăfuire a locului de muncă mai redus.

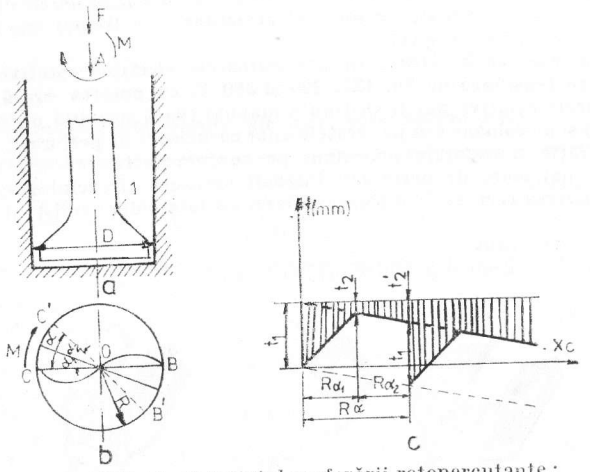


Fig. XIX.16. Principiul perforării rotopercutante:
a — secţiune verticală; *b* — tăierea rocii pe fundul găurii; *c* — pătrunderea sfredelului în rocă.

Un dezavantaj al instalaţiilor de perforare rotopercutantă experimentate la noi în ţară constă în gabaritul mare, care le face incomode în lucru. Un alt dezavantaj constă în necesitatea unor tăişuri speciale, ascuţite la un unghi de circa 70°, care se recondiţionează greu.

Procedeul de perforare rotativ-percutant se aplică mai ales în roci tari şi foarte tari cu coeficient de tărie $f = 6 \ldots 14$.

Instalaţii de perforare. În activitatea tehnico-organizatorică desfăşurată pentru creşterea volumului de lucrări miniere şi pentru scurtarea duratei de execuţie a acestora este imperativ necesar să fie luaţi în considerare cel puţin următorii factori:

— creşterea secţiunii lucrărilor miniere impusă de creşterea capacităţii minelor şi extinderea exploatărilor la adîncimi tot mai mari;

— realizarea unor salturi mai mari de înaintare pe ciclul de săpare;

— reducerea efectelor negative ale zgomotelor şi vibraţiilor utilajelor de perforare asupra muncitorilor minieri.

Pentru atingerea acestor deziderate, calea mai sigură de urmat rămîne creşterea productivităţii muncii la perforare prin utilizarea unor perforatoare grele montate pe sănii de perforare cu avans automat şi asigurarea condiţiilor pentru perforarea cu mai multe perforatoare manipulate de un singur om.

Pentru folosirea perforatoarelor grele la perforarea mai multor găuri din aceeaşi poziţie, — cum este cazul la săparea lucrărilor cu secţiuni mari prin metoda cu front îngust înaintaş se utilizează *coloana filetată* redată în fig. XIX.17. Această coloană se compune din doi stîlpi extensibili distanţaţi printr-o bară orizontală ai cărei capete pot glisa pe stîlpi pentru a fi adusă în diferite poziţii pe verticală. De bara orizontală se fixează, printr-o braţară metalică, sania de perforare care poate fi rotită.

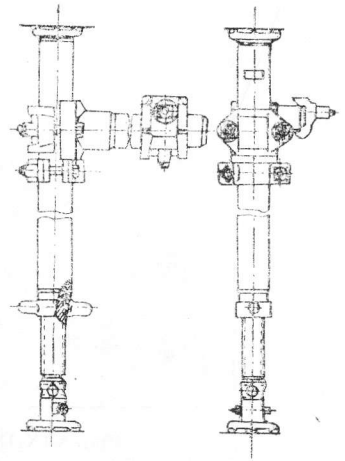


Fig. XIX.17. Coloană de susţinere a perforatoarelor grele.

Pentru perforarea găurilor la săparea galeriilor este necesară deplasarea şi poziţionarea perforatorului pe fiecare gaură de mină. Acest lucru se realizează cu *manipulatoare mecanice* cu articulaţii mobile, acţionate pneumatic sau hidraulic prin comenzi centralizate la un pupitru de comandă.

Manipulatoarele, numite şi *braţe de perforare*, sînt fixate la un şasiu pe roţi sau pe şenile care poate fi tractat (cărucior) sau autopropulsat. Pe braţul de perforare se fixează o sanie de perforare cu avans automat, iar pe sanie perforatorul. Introducerea acestor instalaţii mobile pentru perforarea găurilor asigură viteze mari de perforare, creşterea productivităţii muncii şi reducerea timpului total de perforare. La folosirea lor efortul fizic este redus. În plus, prin îndepărtarea muncitorului de perforator efectele nocive ale zgomotului, vibraţiilor şi prafului rezultat la perforare sînt foarte mult diminuate.

Primele braţe de perforare au fost atanşate maşinilor de încărcat, iar în locul săniilor de perforare cu perforatoare grele s-au folosit perforatoare telescopice.

Mai recent cele mai multe tipuri de cărucioare au şasiu propriu echipat corespunzător pentru acţionarea braţelor.

Un *cărucior de perforare de tip uşor* destinat pentru perforarea găurilor cu lungimi pînă la 2,5 m, în galerii cu secţiunea cuprinsă între 5 şi 20 m², este tipul IMP — 2 proiectat de Institutul de Mine din Petroşani (fig. XIX.18).

Şasiul căruciorului se deplasează pe calea ferată prin autotractare, pe distanţa de manevră în front, sau prin tractare cu locomotivă pe distanţe mai mari. Pe şasiu sînt fixate : un grup hidraulic de alimentare cu ulei sub presiune de maximum 200 bar, un pupitru de comenzi hidraulice şi pneumatice ; blocul cu dispozitivul de rotire a braţelor de perforare şi un sistem hidraulic de calare.

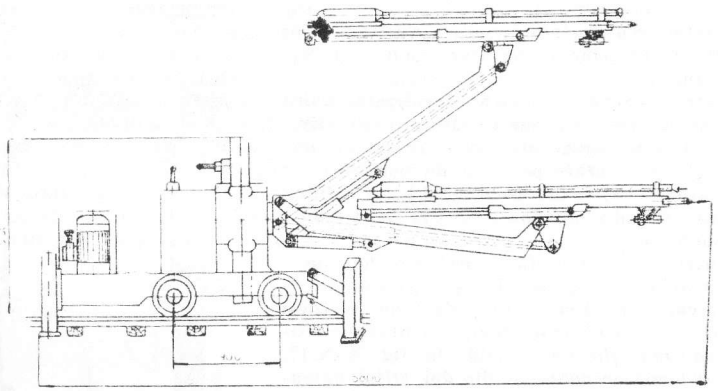


Fig. XIX.18. Căruciorul de perforare IMP—2.

Pentru perforarea în galerii cu secţiunea de 5—19 m² este destinat şi căruciorul Minirondo, MR — 500 produs de firma TAMPELLA, care are două braţe de perforare şi două perforatoare Corona ES — 300 sau E 400 cu rotire separată.

Alte tipuri de cărucioare pentru secţiuni mici de săpare sînt redate în tabelul XIX.9, indicîndu-se şi principalele caracteristici ale lor.

Braţele de perforare se compun din bare solide articulate simplu sau multiplu care se pot roti în jurul unui ax dinţat orizontal prin intermediul căruia se prind de şasiu şi se pot înclina sau extinde în funcţie de necesităţi, prin intermediul unui cilindru hidraulic.

Braţul de perforare Minirondo — MR — 500, produs de firma TAMPELLA din Finlanda, are următoarele părţi principale (fig. XIX.19) : braţul de sprijin *1* se reazemă pe pirghia *2* de rotire în jurul unui ax orizontal perpendicular pe axul principal dinţat de rotire *3*, montat pe cilindrul de ridicare *4*.

Înclinarea saniei *6*, pe care se deplasează perforatorul, se asigură cu cilindrul hidraulic *5*, pînă la 40°.

Perforatoarele grele fixate pe sănii de perforare susţinute de braţele de perforare pot fi pneumatice, electrice sau hidraulice.

Caracteristicile tehnice ale cîtorva tipuri de perforatoare grele utilizate în România sînt redate în tabelul XIX.10.

Mai recent, pentru instalaţiile de perforare cu acţionare electrică sau diesel s-au construit perforatoare hidraulice avînd agregatul hidraulic montat pe instalaţie şi acţionat de motorul acesteia.

Tabelul XIX.9

Caracteristicile unor instalaţii de perforare cu gabarite reduse

Firma sau ţara	ATLAS COPCO	TAM-ROOK	U.R.S.S.	INGERSOL RAND	J O Y	SECOMA	SECOMA	ROMÂNIA	ATLAS COPCO
Tipul	Tunmee	TERRA	KBW	VM—12	SCOR-PION	ATH—15	P1032	IM-P2	Gavodril D—350
Nr. de braţe	2...3	2	2	2	2	1	2	2	2
Tipul perforatorului	BBC—100	E—400	—	D—300	BEAVAR	RPH—35	—	PG—80	COP—89 D
Masa perforatorului, kg	65,2			110	70,3			80	
Consumul de aer, m³/min	7,4			6,2	9,6	hidraulic		6,9	
Secţiunea maximă ($L \times h$), m	6,6×4,1	4,6×5,5	12 m²	3,7×6,5	5,4×4	4×6,3	3×5,9	20	
Secţiunea minimă ($L \times h$), m	—	2,4×2,4	5 m²	3,7×4,3	2,5×2,1	—	—	6	5
Dimensiunile de gabarit ($L \times l \times h$), m	6×1,9×1,7	7×1,58×1,9	7,6×1,3×1,4	6×1,22×2,06	5,8×2,1×1,5	8,7×1,5×1,9	8,6×1,6×1,3	6,8×1,2×1,75	4,6×1,6×1,7
Masa netă, kg	3800	—	4200	5662	5909	7500	—	5000	
Puterea	—	—	—	—	23	50	—	—	Diesel 45

Caracteristicile principale ale unor perforatoare hidraulice sînt redate în tabelul XIX.11.

Prăjini extensibile. Pentru perforarea cu perforatoare grele a unor găuri cu lungimi medii şi mari, în locul sfredelelor cu tijă monobloc se utilizează prăjini de perforare extensibile cu diferite diametre în funcţie de diametrul tăişului amovibil.

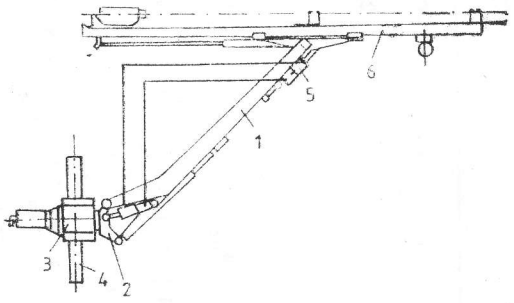


Fig. XIX.19. Braţul de perforare Minirondo MR—500.

Tabelul XIX.10

Caracteristicile tehnice ale unor perforatoare pneumatice grele

Caracteristici	U/M	Tipul perforatorului		
		S—125 KW	BBC—120 F	KS—90
Masa perforatorului	kg	51,5	69	50
Diametrul cilindrului	mm	125	120	76
Cursa pistonului	mm	31	65	—
Frecvenţa loviturilor	lov/min	2900	1900	1700
Consumul de aer	m³/min	4,1	9,3	4,5
Emanşamentul sfredelului	mm	1″×159	1″×159	1″×159
Lungimea găurilor	m	30	15—20	15
Uzina constructoare		Tampella	Atlas-Copco	Kuznețov

Astfel prăjinile de 7/8 in se folosesc pentru tăişuri cu diametrul de 35—42 mm, prăjinile de 1 in pentru tăişuri cu diametrul de 41—45 mm, prăjinile de 1 1/4 in pentru tăişuri de 48—64 mm, iar prăjinile de 1 1/2 in pentru tăişuri de 64—89 mm.

O garnitură completă de prăjini extensibile (fig. XIX.20) se compune din: tăişul amovibil, prăjini extensibile, nipluri (mufe) de legătură şi emanşament.

Filetele de îmbinare cele mai folosite sînt: filetul rotund, trapezoidal, dreptunghiular şi triunghiular.

Tabelul XIX.11

Caracteristicile principale ale unor perforatoare hidraulice

Tipul perforatorului	Lungimea [mm]	Masa [kg]	Nr. loviturl/min	Energia de lovire [J]	Nr. de rot/min	Momentul de rotire [J]	Presiunea de lovire [at]	Presiune în agregat [at]	Debit pentru lovire [l/min]
Tamrok H—425	839	110	3100	180	0—300	200	120	120	85
HL—438	811	112	3200	260	0—300	250	150	150	96
Atlas-Copco 1038HD	985	135	3600	250—350	0—300	250	150—250	120	95
Boart 90 MFR	678	29	1500	—	—	—	105	—	40
Böhler HS 338	1320	165	2000—6000	—	0—300	300	150	110	90
Ingersoll Rand Hard III	984	215	9300	90	0—225	195	180	69	83
Krupp HB—51	675	88	3000	196	250	—	150	70	85
Salzgitter HH—5001	775	100	4—5000	150	160	245	180	100	130
Seconia RPH—35	759	150	2—3000	200	400	500	180	150	60
Montabert H—45	935	123	3300	220	200	500	130		90
Holman SIG—HBM 110	700	130	3100	340	250	500	200	120	65

Tăişurile amovibile (fig. XIX.20) pot fi: cu filet interior în execuţie normală (*a*), cu filet interior şi umeri de fixare (*b*), cu filet exterior şi în cruce (*c*), cu filet exterior şi în daltă (*d*).

Prăjinile extensibile se execută din oţel aliat cu secţiune hexagonală sau rotundă. Ele au lungimi standardizate, care diferă de la uzină la uzină (3660—1830—915 mm; 160—320...6400 mm s.a.), sînt prevăzute la capete cu filete pentru a putea fi îmbinate cu mufe şi au un orificiu de spălare axial.

Tijele cu emanşament pot fi cu guler (*a*) sau adaptate (*b*) şi au la un cap coada ce se introduce în perforator, iar la celălalt cap filet de îmbinare.

Ţinînd seama de costul ridicat al unei garnituri de prăjini, este necesar ca tijele să fie bine întreţinute, depozitate în locuri uscate, cu filetele curăţite şi unse după utilizare, astfel încît să li se asigure o durată mare de folosire. La o bună întreţinere a prăjinilor se poate conta pe un consum de 1 m prăjină la 100 m gaură, 1 buc. niplu la 75 m gaură, 1 buc. emanşament la 300—350 m gaură, iar 1 tăiş armat la 50—80 m gaură.

Orientări noi în domeniul perforării. Cercetările recente în domeniul perforării au condus la încercări experimentale privind construirea perforatoarelor sonice şi a celor termice.

Perforatoarele sonice se bazează pe principiul dezagregării rocii cu ultrasunete care supun fundul găurii la presiuni şi dilatări succesive.

Perforatoarele termice se bazează pe introducerea în fundul găurii a unor gaze de ardere cu temperatură foarte ridicată şi alternativ a unui jet de apă pentru răcire şi spălarea găurii. Variaţiile mari de temperatură produse prin încălziri şi răciri repetate asigură distrugerea rocii din faţa jetului şi avansarea capului de forare.

Experimentările au arătat că prin acest procedeu se pot obţine viteze de perforare de 5-10 m/h, dar fără dispozitive de captare a gazelor şi fără un aeraj intensificat, utilizarea termoburului în subteran nu este posibilă.

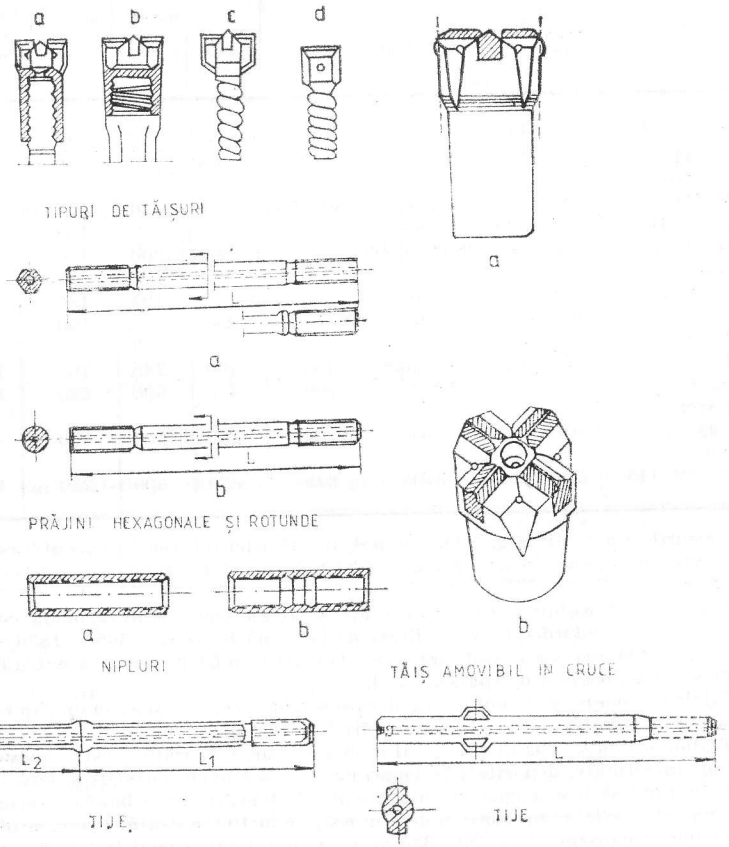


Fig. XIX.20. Echipamentul prăjinilor extensibile.

Perforajul cu lance de oxigen este o variantă a perforajului termic, bazată pe reacţia exotermă ce are loc la arderea fierului într-un curent de oxigen. În forma cea mai simplă arzătorul se compune dintr-o ţeavă cu pereţi groşi a cărui capăt din faţă se încălzeşte pînă la incandescenţă, iar apoi se arde prin insuflare de oxigen. Metalul incandescent apăsat cu o forţă de circa 40 daN topeşte roca avansînd.

Acul atomic propus de prof. Adams (S.U.A.) destinat forajelor de mare adîncime se compune dintr-un reactor cu diametrul de 40—60 cm, ce conţine ca material activ oxid de uraniu închis într-un cilindru de oxid de beriliu cu vîrful inferior executat din tungsten.

Temperatura dezvoltată topeşte rocile şi permite avansarea reactorului. După epuizarea oxidului de uraniu vîrful din tungsten se va detaşa, iar partea superioară a acului fiind mai uşoară decît rocile va fi propulsată la suprafaţă aducînd mostre de roci.

Perforajul hidraulic, iniţiat de Institutul de Cercetări Miniere din Kuzneţ, foloseşte drept agent de perforare energia de percuţie a apei injectată pe fundul găurii cu o presiune de 700—1 000 at.

Mai sînt şi alte încercări de introducere în subteran a unor procedee de perforare mai perfecţionate, dar pînă în prezent ele n-au depăşit faza experimentărilor.

Productivitatea muncii la perforare. Productivitatea orară la perforare se poate determina din formula:

$$P_p = \frac{60\, L_g}{n T_p} \tag{2.4}$$

în care: L_g este lungimea totală a găurilor perforate, m/ciclu

$$L_g = \frac{C_1}{\eta} \cdot N \cdot P \cdot \quad \text{sau} \quad L_g = \frac{P}{\eta} \cdot \sum \frac{\eta_i}{\sin \alpha_i} \quad \text{[m/ciclu]} \tag{2.5}$$

C_1 este un coeficient care ţine seama de înclinarea găurilor:

$$C_1 = \frac{\sum \frac{n_i}{\sin \alpha_i}}{N} \tag{2.6}$$

n — numărul de oameni care participă la perforare.
n_i — numărul de găuri care au înclinarea α_i, buc./ciclu;
N = Σn_i — numărul total al găurilor, buc./ciclu;
η — (0,85...1) — randamentul de folosire a găurilor de mină;
T_p — durata operaţiei de perforare a găurilor, min/ciclu.

$$T_p = (t_{marc.\ poz.} + t_{perf.} + t_{pi}) \quad \text{[min/ciclu]} \tag{2.7}$$

$t_{marc.\ poz.}$ = (10...20) min/ciclu, durata operaţiei de marcare a poziţiei găurilor pe suprafaţa frontului;

$t_{perf.}$ — durata perforării tuturor găurilor.

$$t_{perf.} = \frac{N}{K \cdot N_{perf.}} \left(\frac{L_g}{N \cdot v_{perf.}} + t_{sch.\ poz.} + t_{sch.\ sfr.} \right) \quad \text{[min/ciclu]} \tag{2.8}$$

$N_{perf.}$ — numărul perforatoarelor care funcţionează în front;
K — coeficientul de folosire a timpului de perforare, avînd valori de 0,9—1,0 pentru un perforator şi 0,7—0,9 pentru două perforatoare;
$v_{perf.}$ — viteza de perforare (m/min), care rezultă din cronometări;
$t_{sch.\ poz.}$ = (1,5...2,5) min/gaură — durata operaţiei de poziţionare a perforatorului inclusiv începerea găurii;

$t_{sch.\,sfr_2}$= (0,...1,5) min/gaură — durata schimbării unui sfredel;

t_{pi} — durata operaţiilor de pregătire şi încheiere a perforării şi pentru trecerea la operaţia următoare.

Cunoscînd productivitatea orară la perforare se poate determina consumul efectiv de muncă pentru perforarea unui metru de gaură, cu formula:

$$m = \frac{1}{P_p} \cdot 60 \quad \text{[om.min/m.gaură]} \tag{2.9}$$

Din expresia productivităţii la perforare rezultă căile de urmat atît pentru creşterea acesteia cît şi pentru scurtarea duratei perforării frontului:

a) majorarea în limitele raţionale a pasului de înaintare;

b) dimensionarea raţională a numărului de găuri, adoptarea monografiilor de perforare cu găuri cît mai apropiate de perpendiculare pe suprafaţa frontului şi luarea tuturor măsurilor pentru creşterea randamentului de folosire a găurilor de mină;

c) reducerea duratei operaţiei de perforare propriu-zisă prin introducerea unor perforatoare sau instalaţii de perforare care asigură viteze de perforare mai mari;

d) crearea condiţiilor tehnico-organizatorice pentru reducerea duratei operaţiilor neproductive prin: folosirea şabloanelor pentru marcarea găurilor, introducerea instalaţiilor de perforare autopropulsate electrohidraulice sau Diesel-hidraulice dotate cu perforatoare hidraulice ş.a.

2.3.2. DETERMINAREA PARAMETRILOR GĂURILOR DE MINĂ

Numărul găurilor de mină. Se alege astfel ca să asigure introducerea întregii cantităţi de exploziv pentru derocare şi o bună conturare a lucrării.

Numărul de găuri depinde de ansamblul proprietăţilor fizice şi mecanice ale rocilor de profilul şi secţiunea de săpare, de calitatea explozivului şi de densitatea de încărcare.

Pentru determinarea numărului de găuri au fost propuse o serie de formule dintre care se menţionează cele mai des folosite:

Formula lui M. M. Protodiakonov:

$$N = e \cdot \sqrt[3]{f \cdot S} \quad \text{[buc/ciclu]} \tag{2.10}$$

unde: S este suprafaţa frontului de lucru, m²;

f — coeficientul de tărie a rocilor după clasificarea prof. *M. M. Protodiakonov*;

e — coeficient avînd valorile: 2 (Pavlov); 2,3 (Bogomolov); 2,5 sau 2,7 (Protodiaknov).

În cazul perforării găurilor cu diametrul mai mic sau mai mare de 32 mm, se introduce corelaţia $\sqrt[3]{32/d}$.

Dacă se utilizează alt exploziv decît dinamita II, se introduce şi un coeficient de recalculare pentru exploziv, iar formula completă are forma:

$$N = 2{,}5 \cdot K_r \cdot \sqrt[3]{f \cdot S} \cdot \sqrt{\frac{32}{d}} \tag{2.11}$$

unde: $K_r = \frac{X_d}{X_e}$ este coeficientul de recalculare pentru exploziv;

X_d, X_e — potenţialul dinamitei respectiv al explozivului folosit;

d — diametrul încărcăturii, mm.

Formula lui Pokrovski se aplică numai la lucrări executate în roci cu $f = 2...6$:

$$N = \frac{qS}{l_g} + \sqrt{S} \quad \text{[buc/ciclu]} \tag{2.12}$$

unde: q este consumul specific de exploziv, kg/m³;

S — secţiunea de săpare, m²;

l_g — încărcătura medie de exploziv, kg/gaură.

Formula lui Bari:

$$N = \frac{q_1 S_1 \cdot d_0 S \cdot e}{3{,}79 \cdot d^2 \Delta_e k} \quad \text{[buc/ciclu]} \tag{2.13}$$

unde: q_1 este consumul specific normal de exploziv, kg/m³;

S — secţiunea de săpare, m²;

S_1 — coeficient de structură ($S_1 = 0{,}7...2$);

e — potenţialul explozivului, cm³;

d — diametrul mediu al încărcăturii explozive, cm;

Δ_e — densitatea explozivului, kg/dm³;

k — coeficient de îndesare a explozivului, avînd valori de 1-2 pentru dinamite şi 1,0 pentru amonite;

d_0 — coeficient de burai (1 — 1,3).

Formula lui Vnionss:

$$N = \frac{1273 \cdot q \cdot S \cdot \eta}{a \cdot d^2 \cdot \Delta_e} \quad \text{[buc/ciclu]} \tag{2.14}$$

unde: η = 0,86...0,95 este coeficientul de rupere al găurilor;

q — consumul specific de exploziv, kg/m³;

a — coeficient de umplere a găurilor cu exploziv (0,5...0,8);

d — diametrul cartuşului, mm;

Δ_e — densitatea explozivului, kg/dm³.

Formule propuse de Institutul Vugi

a) Pentru împuşcarea cu simbure pană

$$N = 1{,}45 \sqrt[3]{f \cdot S \cdot e} + \frac{213 \cdot f \cdot S \cdot e}{d^2} \quad \text{[buc/ciclu]} \tag{2.15}$$

unde: e este coeficientul capacităţii de lucru a explozivului:

$$e = \frac{400}{p}$$

p — potenţialul explozivului, cm³ ;
d — diametrul cartuşului, mm.

b) Pentru şimbure prismatic

$$N = 1{,}45 \cdot \sqrt{f \cdot S \cdot e} + \frac{236 \cdot f^{0{,}9} \cdot S \cdot e}{d^2} \quad \text{[buc/ciclu]} \tag{2.16}$$

notaţiile avînd semnificaţia din formulele precedente.

Formula lui S. I. Ibraev:

$$N = \frac{41 \cdot S(\sqrt{f} - a\sqrt{S})}{b \cdot d} \quad \text{[buc/ciclu]} \tag{2.17}$$

unde : a este coeficient avînd valori de 0,2—0,3 ;
b — coeficient ce depinde de explozivul folosit, avînd valori cuprinse între (1,2—1,4) pentru dinamite şi (0,9—1) pentru amonite ;
d — diametrul cartuşului, mm

Formula lui Nifontov:

$$N = \frac{6 \cdot 10^3 \sqrt[3]{f^2 S^2}}{pd^2} \quad \text{[buc/ciclu]} \tag{2.18}$$

unde : p este potenţialul explozivului, cm³
d — diametrul cartuşului, cm ;

Asupra numărului de găuri de mină pentru introducerea explozivului sînt de făcut unele observaţii :

Formulele de calcul sînt obţinute prin prelucrarea statistică a datelor practice din diferite bazine în care s-au efectuat cercetări. De aceea, calculînd numărul de găuri cu diferite formule obţinem rezultate diferite.

Se recomandă să se determine numărul de găuri cu mai multe formule, apoi să se schiţeze amplasarea găurilor pe suprafaţa frontului, iar numărul care asigură amplasarea raţională se alege pentru proiectare ; acest număr este cuprins între cel minim şi cel maxim rezultat din calcule.

De asemenea, trebuie ţinut seama şi de faptul că în rocile cu stabilitate mică şi medie se amplasează un număr de găuri în care nu se introduc încărcături explozive, ele servind fie ca linii de rupere pentru încărcăturile din găurile vecine, fie ca generatoare de conturare mai precisă a profilului lucrării miniere.

Diametrul găurilor de mină. Se alege în funcţie de lungimea găurilor, tipul sfredelului, felul explozivului folosit, modul de introducere a explozivilor în găuri şi de criteriile economice care vizează reducerea cheltuielilor de perforare şi prevenirea efectului de canal.

La perforarea cu sfredele de oţel aliat, nearmate, se ţine seama de uzura destul de accentuată a tăişului mai ales în rocile tari. De aceea, diametrul de pornire se alege în funcţie de lungimea găurii, astfel ca diametrul final să permită introducerea explozivului încartuşat. Pentru calcule se recomandă formula :

$$d_i = d_f \sqrt[3]{l} \quad \text{[mm]} \tag{2.19}$$

în care : d_i este diametrul iniţial cu care se începe gaura, mm ;
d_f — diametrul final al găurii ;
d_f = 32 mm pentru explozivi încartuşaţi cu diametrul de 25 mm (dinamite) ;
d_f = 37 mm pentru explozivi încartuşaţi în cartuşe cu diametrul de 30—32 mm (amonite) ;
l — lungimea găurii, m.

La perforarea cu sfredele armate uzura tăişului este mai redusă, iar diferenţa dintre diametrul iniţial şi final este neînsemnată pentru găuri obişnuite cu lungimi de 1—4 m şi diametre de 30—46 mm.

În acest caz se recomandă ca diametrul minim al găurilor de mină la folosirea explozivilor încartuşaţi să aibă valorile :

$$d_{min} \geqslant d_c + d_d \tag{2.20}$$

unde : d_c este diametrul cartuşelor de explozivi, mm ;
d_d — diferenţa de diametru pentru a putea introduce explozivul în deplină siguranţă ; d_d = 6 mm pentru cazul cînd introducerea cartuşelor se face manual ; d_d = 12 mm, cînd cartuşele se introduc pe cale pneumatică.

Din punct de vedere economic se preferă întotdeauna un diametru al găurii cît mai aproape de diametrul cartuşului de exploziv, deoarece s-a constatat că pentru perforarea cu acelaşi perforator, dacă se păstrează nemodificaţi restul parametrilor, atunci viteza volumetrică de perforare (secţiunea găurii × viteza liniară) rămîne aproape constantă, de unde rezultă :

$$v_x = v_0 \cdot \left(\frac{d_0}{d_x}\right)^n \quad \text{sau} \quad v_x = v_0 \left(\frac{d_0}{d_x}\right)^{0{,}7+0{,}1f} \tag{2.21}$$

unde : v_0 este viteza liniară de perforare (cm/min) la perforarea găurii cu diametrul d_0 ;
v_x — viteza de perforare la diametrul d_x ;
n — exponent a cărui valoare depinde de natura rocii şi are valori cuprinse între 1 şi 2,5 ; $n = (0{,}7 + 0{,}1\ f)$ — exponentul lui *Rafienko*.

Odată cu reducerea diametrului găurii, creşte viteza de perforare şi în consecinţă productivitatea la perforare. Totodată rezultă însemnate economii din uzura mai redusă a sfredelului şi consumul mai scăzut de manoperă, energie pneumatică, lubrifianţi ş.a.

Un diametru de gaură cît mai apropiat de diametrul explozivului asigură creşterea densităţii de încărcare cu exploziv a găurii şi în consecinţă a presiunii de explozie.

La folosirea explozivilor pulverulenţi sau a şalmurilor explozive, introduse prin pompare, explozivul ocupă întreaga secţiune a găurii şi nu se manifestă fenomenele negative cauzate de diferenţa de diametre între găuri şi exploziv.

Lungimea găurilor de mină. Lungimea găurilor determină pasul de înaintare respectiv volumele de muncă pentru efectuarea complexelor de operaţii care compun ciclul de săpare. Factorii naturali, tehnici şi organizatorici care influenţează asupra lungimii găurilor de mină sînt numeroşi dar cea mai mare influenţă o exercită : secţiunea lucrării ; ansamblul proprietăţilor fizico-mecanice ale rocilor ; performanţele utilajelor folosite pentru mecanizarea operaţiilor care intră în compunerea ciclului ; monografia de perforare-împuşcare ; caracteristicile materialelor folosite la perforare-împuşcare ; organizarea muncii în frontul de lucru ş.a.

În scopul reducerii timpului neproductiv de la perforare și a consumurilor specifice de explozivi și capse, tendința generală este de a crește saltul pe ciclu, deci și lungimea găurilor.

Pasul de înaintare trebuie însă astfel ales încît ciclul să se încheie în timpul afectat care, de obicei, este egal cu durata schimbului de lucru. Atunci cînd se urmărește obținerea unui salt mare (de 3—5 m), chiar cu extinderea ciclului pe mai multe schimburi, în calculele consumurilor de muncă trebuie să se aibă în vedere că la lungimi mari ale găurilor perforate cu perforatoare obișnuite, viteza de perforare scade întrucît crește diametrul inițial al găurii, crește frecarea sfredelului de pereții găurii, se îngreunează evacuarea detritusului rezultat la perforare și devine mai anevoioasă și mai neproductivă încărcarea găurilor cu explozivi.

Pentru a ușura alegerea lungimii de gaură s-au propus o serie de formule dintre care se dau în continuare cele mai importante.

Formula lui Suhanov:

$$l = \frac{B}{4 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}} \quad [\text{m}] \tag{2.22}$$

în care: B este lățimea lucrării miniere;

$\alpha = 50°$ pentru $f = 6 \ldots 15$ și $\alpha = 60°$ pentru $f = 15 \ldots 20$ este unghiul de înclinare al găurilor față de suprafața frontului

Formula lui Protodiakonov:

$$l \leqslant \frac{d}{\sqrt{f}} \quad [\text{m}] \tag{2.23}$$

în care: d este un coeficient care ține seama de greutatea perforatorului, avînd valorile:

$d = 3$ pentru perforatoare ușoare; $d = 3{,}5$ pentru perforatoare grele;

f — coeficientul de tărie după *M. M. Protodiakonov.*

La perforarea cu ciocane perforatoare moderne, această formulă dă rezultate de valori mici pentru lungimea de gaură. De aceea, pentru actualele perforatoare se consideră că rezultate mai bune se obțin cu formula empirică corectată:

$$l \leqslant \frac{d}{\sqrt[3]{f}} \quad [\text{m}] \tag{2.24}$$

Formula lui Pavlov ține seama de operațiile principale care intră în compunerea ciclului de săpare și are forma:

$$l = \frac{(T_c \cdot t_a) \cdot n}{\frac{N}{n_p V_p} + \frac{\eta_i S \cos \alpha}{K_i p}} \quad [\text{m}] \tag{2.25}$$

unde: n este numărul membrilor echipei;

T_c — durata ciclului, h;

t_a — durata operațiilor auxiliare, h;

N — numărul total de găuri, buc;

V_p — productivitatea la perforatoare, m/h · perf.;

n_p — numărul perforatoarelor în funcție, buc;

η_i — coeficientul de rupere al găurilor;

S — secțiuea de săpare, m²;

K_i — numărul mașinilor de încărcat, buc;

p — productivitatea la încărcare, m³/h;

α — unghiul de înclinare al găurilor față de axa lucrării, grade.

Formula lui V. I. Guscin:

$$l_{gr} = \frac{P}{\eta_i} = (0{,}5 \ldots 0{,}9)B \tag{2.26}$$

$$l_{gs} = \frac{(1{,}1 \ldots 1{,}2) l_{gr}}{\sin \alpha_1} \tag{2.27}$$

$$l_{gî} = \frac{P}{\eta_i \cdot \sin \alpha_2} \tag{2.28}$$

în care: l_{gr} este lungimea găurilor de rupere;

B — lățimea lucrării miniere;

l_{gs} — lungimea găurilor de sîmbure;

$l_{gî}$ — lungimea găurilor de mină înclinate;

P — lungimea saltului sau pasul de înaintare;

η_i — coeficient de rupere a găurilor (0,85—1);

α_1, α_2 — unghiul de înclinare al găurilor de sîmbure respectiv de profilare.

Factorii care limitează lungimea găurilor de mină sînt: a) pasul de susținere determinat de condițiile geologo-miniere speciale; b) condițiile de organizare care vizează obținerea unor indicatori optimi de folosire a utilajelor de perforare și încărcare determinați din studii complexe de folosire a personalului și a mașinilor pe toată durata ciclului. Pentru o astfel de limitare lungimea găurilor de mină rezultă din formula:

$$= \frac{P}{\eta \sin \alpha} \tag{2.29}$$

$$\text{unde } P = \frac{n[T_c - (t_6 + t_7 + t_8 + t_9)]}{L(m_1 + m_2) + SK_a m_3 + \frac{m4}{D} + m_5} \quad [\text{m}] \tag{2.30}$$

P este pasul de înaintare, m/ciclu;

L — lungimea de gaură pe 1 m de înaintare;

S — secțiunea de săpare, m²;

K_a — coeficientul de afînare a rocii împușcate;

D — pasul de susținere provizorie sau definitivă cu cadre;

n — numărul de muncitori în echipă;

T_c — durata ciclului, min;

m_s — normele compuse de timp ($s = 1,2,3,4,5,$) pentru efectuarea complexelor de operații repetabile ca: perforarea, împușcarea, încărcarea și evacuarea rocii, susținerea, montarea instalațiilor conexe, om min/unit. de produs;

t_r — timpul necesar complexelor de operații repetabile ca: intrarea la locul de muncă, copturirea și pregătirea sculelor, aeraj și pauză; ieșirea de la locul de muncă ($r = 6, 7, 8, 9$).

Amplasarea găurilor de mină. Găurile de mină servesc pentru introducerea, în masivul de roci, a încărcăturilor explozive, astfel ca prin explodarea lor să se asigure dislocarea rocilor din interiorul profilului lucrării pe lungimea saltului proiectat.

Numărul și amplasarea găurilor de mină pe suprafața frontului se stabilesc astfel încît să se asigure: profilul proiectat al lucrării; posibilitatea perforării cu utilajele din dotare; excluderea explodării necomandate a încărcăturilor explozive amplasate în găuri; randamentul maxim de folosire a găurilor și a energiei exploziei; granulometria corespunzătoare și cît mai omogenă a materialului împușcat și distanță de aruncare a materialului cît mai redusă.

La alegerea schemei de amplasare a găurilor se ține seama de: profilul și secțiunea lucrării miniere; ansamblul proprietăților fizice și mecanice ale rocilor în care se execută lucrarea; caracteristicile explozivilor utilizați și a mijloacelor de inițiere; felul mașinilor de perforare; pasul de înaintare proiectat ș.a.

Pentru obținerea unui rezultat bun în urma împușcării, la amplasarea găurilor se va urmări să se realizeze: o densitate de găuri cît mai constantă și uniformă pe întreaga suprafață a frontului; o simetrie cît mai perfectă a găurilor față de planul sau planele de simetrie ale lucrării sau față de o axă de simetrie a acesteia; poziție cît mai aproape de perpendiculara pe planele de stratificație; fundul găurilor din aceeași grupă să se găsească pe același plan și să se creeze posibilitatea realizării excavației în trepte succesive, iar ultima treaptă să dea conturul lucrării.

După rolul pe care îl au în procesul dislocării rocilor, găurile de mină sînt: *de simbure, ajutătoare* sau *de lărgire a simburelui* și *de profilare*.

Dislocarea rocilor din frontul unei lucrări miniere se realizează prin explodarea încărcăturilor explozive în mai multe trepte. Primele încărcături explodate realizează o excavație cu secțiune redusă sub formă de pană, trunchi de piramidă sau prismă, după forma secțiunii de pe suprafața frontului și a suprafeței de rocă nou dezvelită. Această excavație consituie o a doua suprafață liberă pentru încărcăturile explozive din găurile vecine, făcînd ca randamentul acestora să fie mai bun.

— **Găurile de simbure.** Realizarea primei deschideri, care creează o a doua suprafață liberă pentru încărcăturile explozive învecinate, trebuie proiectată astfel încît să fie bine amplasată în secțiunea lucrării și rațional dimensionată, să folosească la maximum planele de minimă rezistență ale rocilor; să necesite găuri a căror amplasare să fie bine corelată cu a celorlalte; să nu necesite consum exagerat de mare de exploziv.

Alegerea corectă a tipului de simbure asigură un salt maxim cu consumuri tehnologice și de manoperă minime.

În funcție de poziția pe care o ocupă pe suprafața frontului, amplasarea găurilor care conturează prima deschidere și forma geometrică a acesteia simburii pot fi: *unilaterali, multilaterali, drepți* și *combinați*.

Simburii unilaterali (fig. XIX.21) sînt conturați cu un singur rînd de găuri paralele cu o latură a conturului lucrării și înclinate spre aceasta. Se aplică la roci șistoase sau cînd lucrarea minieră se sapă în lungul unei zone de contact. Simburele unilateral s u p e r i o r (*a*) se poate aplica în roci șistoase de tărie medie avînd plane de șistificare ce înclină spre direcția de avansare a rontului sau cînd lucrarea se sapă sub un acoperiș principa

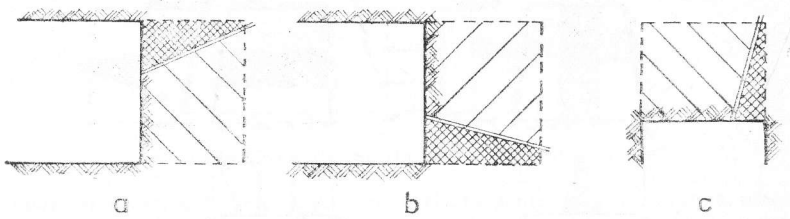


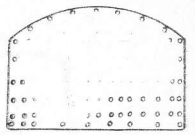
Fig. XIX.21. Simburi unilaterali:
a — superior; *b* — inferior; *c* — lateral.

stabil. Simburele i n f e r i o r (*b*) se aplică atunci cînd fisurile sau planele de șistificare înclină înspre front sau cînd vatra lucrării urmărește un strat mai tare decît rocile ce se excavează. Simburele l a t e r a l (*c*) este indicat în cazul săpării galeriilor direcționale în lungul zonei de contact, găurile înclinînd spre zona de contact.

Simburele *evantai* (fig. XIX.22) se realizează cu unul sau mai multe rînduri de găuri cu lungimi și înclinări din ce în ce mai mari și se aplică la lucrări cu secțiune mare.

Simburii multilaterali. au caracteristic faptul că făgașul proiectat este conturat din două sau mai multe părți de găuri convergente. În cazul practicării acestor simburi saltul este limitat, datorită spațiului redus de manevră a perforatorului cu sfredelul montat între gura găurii și peretele lucrării la valoarea:

$$P = \frac{B \cdot \operatorname{tg} \alpha}{4} \quad [\text{m/ciclu}] \qquad (2.31)$$



unde: P este pasul de înaintare;

B — lățimea lucrării;

α — unghiul de înclinare al găurilor de simbure față de suprafața frontului, avînd valori cuprinse între 50° pentru roci foarte tari și 70° pentru roci moi.

Cînd se dorește obținerea unui salt mai mare se realizează simburi dubli, sau chiar tripli, lungimea ultimei serii de găuri calculîndu-se cu formula:

$$l = \frac{P}{\eta \sin \alpha_1} \quad [\text{m}] \qquad (2.32)$$

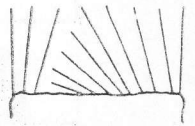


Fig. XIX.22. Simbure cu găuri în evantai.

în care α_1 este înclinarea celui de-al doilea rînd de găuri, avînd valori cuprinse între 60—65° pentru roci foarte tari și 70—75° pentru roci moi.

— *Simburele tip pană* (fig. XIX.23) constă din perechi de găuri aproape simetrice față de o axă de simetrie paralelă cu vatra sau înălțimea lucrării sau o falie ori cu un plan de stratificație și înclinate spre axă, după posibilitățile de perfoare.

Deschiderea sub formă de pană poate fi realizată în interiorul profilului lucrării sau pe toată înălţimea sau lăţimea lucrării .

Distanţa între găurile simetrice se ia de 0,4—0,6 m în rocile foarte tari şi 0,6—0,8 m la alte roci, iar distanţa între perechile de găuri 0,3—0,4 m în roci foarte tari şi 0,4—0,6 m

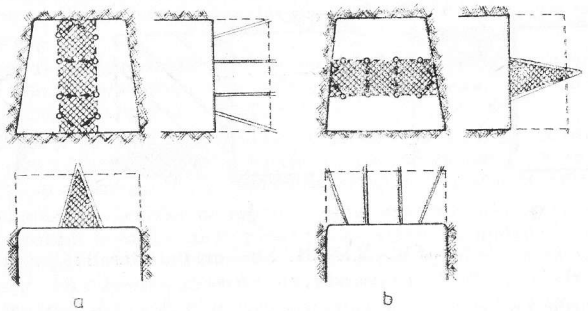


Fig. XIX.23. Simbure tip pană :
a — verticală; *b* — orizontală.

în roci tari, semitari şi moi. De regulă, pana se realizează pe dimensiunea mai scurtă a lucrării miniere.

— *Simburele piramidal* (fig. XIX.24) se realizează prin perforarea unui număr de 3—6 găuri în vîrfurile unui poligon inscriptibil în cerc (triunghi, pătrat, pentagon), cu

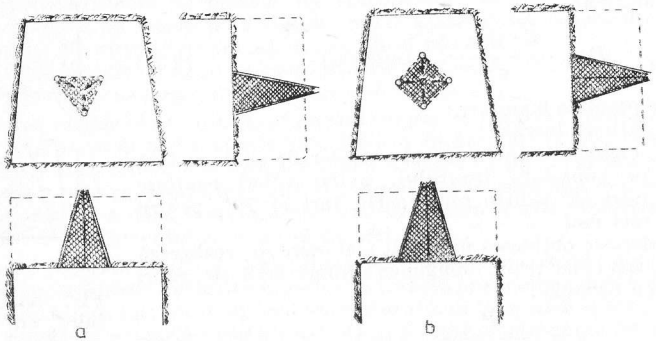


Fig. XIX.24. Simburi piramidali cu (*b*) şi fără (*a*) gaură centrală.

înclinarea de 60—80° spre o gaură centrală. Distanţa între gaura centrală şi celelalte găuri se alege în funcţie de compactitatea rocii şi are valori de 0,25 — 0,45 m.

— *Simburele dublu piramidal* (fig. XIX.25) se realizează prin perforarea a două serii de găuri în jurul unei găuri centrale. Prima serie de găuri (3—4 buc) de lungime mai

redusă se împuşcă în etapa I, iar o altă serie de găuri cu lungime şi înclinare mai mare, care se amplasează în jurul primei serii se aprind cu întîrziere, astfel că simburele creat în etapa întîi se adînceşte, permiţînd obţinerea unui salt mai mare.

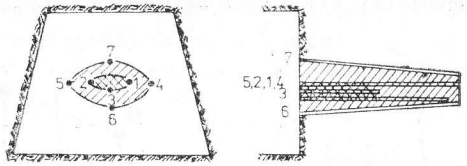


Fig. XIX.25. Simbure dublu piramidal.

Simburii drepţi sînt caracterizaţi prin aceea că pentru realizarea primei deschideri, găurile se perforează pe suprafaţa frontului, paralele şi destul de apropiate. În urma exploziei încărcăturilor introduse în găurile de mină roca dintre ele este sfărîmată, rezultînd o excavaţie prismatică.

Aceşti simburi permit majorarea saltului, neexistînd limitările constatate la perforarea găurilor înclinate, asigură un randament de folosire a găurilor mai ridicat şi se pretează la perforarea cu perforatoare montate pe manipulatoare mecanice care le asigură o poziţionare stabilă şi în consecinţă paralelismul.

Pentru realizarea simburilor drepţi se perforează un număr de 5—10 găuri paralele şi egale, dar nu toate se încarcă cu exploziv, unele rămase neîncărcate servind ca suprafeţe libere pentru cele încărcate (fig. XIX.26, *a* şi *d*).

Găurile încărcate cu exploziv se amplasează în jurul găurilor neîncărcate, la aceeaşi distanţă sau la distanţe diferite. Distanţa dintre o gaură de mină neîncărcată şi una vecină încărcată se va lua de circa două ori diametrul găurilor neîncărcate, iar distanţele la restul găurilor cresc proporţional cu diametrul excavaţiei creată de găurile împuşcate anterior. Găurile neîncărcate pot fi perforate cu diametre mai mari decît cele ce se încarcă, putînd ajunge la 100 şi chiar la 200 mm.

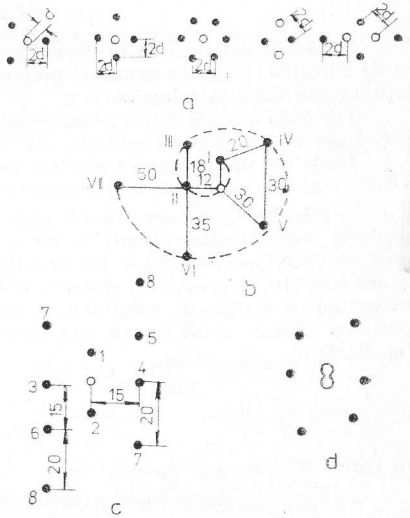


Fig. XIX.26. Simburi drepţi.

— *Simburele spiral* (fig. XIX.26, *b* şi *c*) constituie o variantă a simburelui prismatic, la care găurile se amplasează după o spirală, în jurul găurii centrale care rămîne neîncărcată. După explozia primelor încărcături care crează o primă faţă liberă suplimentară, celelalte găuri se împuşcă în ordinea deplasării pe spirala proiectată, sau de înşurubare, astfel că ruperea rocilor se produce mai uşor.

Întrucît la adoptarea simburilor drepţi se impun măsuri tehnice şi organizatorice deosebite, începînd cu asigurarea materială pentru perforarea găurilor de sondă şi asigurarea paralelismului găurilor de mină şi continuînd cu fixarea distanţelor între găuri, unii cercetători au creat şabloane pentru perforare. Astfel, au apărut simburii drepţi de tip Coromant şi Fagersta (fig. XIX.27), Michingan, Tebi, Turmag, LAS—2 ş.a.

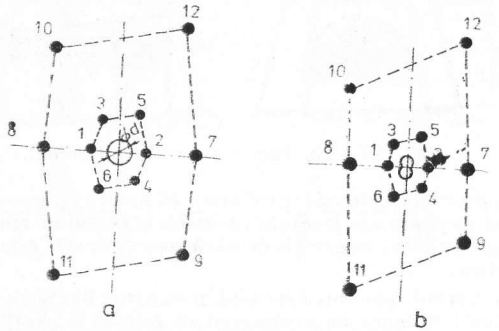


Fig. XIX.27. Simburi drepţi de tip Fagersta (*a*) şi Coromant (*b*).

Simburii combinaţi se realizează prin combinarea celor convergenţi cu cei drept ca de exemplu : pană cu evantai ; piramidal cu cel spiral, piramidal cu pană pe toată lăţimea sau înălţimea lucrării ş.a.

Tendinţa actuală, atît în ţara noastră cît şi pe plan mondial, este spre folosirea simburilor drepţi cu găuri centrale, avînd diametre de 80—200 mm.

Unde nu sînt asigurate condiţii pentru aplicarea acestor simburi, se pot obţine salturi mai mari aplicînd simburii dubli sau tripli piramidali.

— **Găurile ajutătoare.** Găurile ajutătoare (fig. XIX.28) au rolul de a produce —prin explozia încărcăturilor plasate în ele — lărgirea simburelui pentru a uşura conturarea profilului secţiunii de săpare. Ele se amplasează pe suprafaţa frontului lucrării, în jurul găurilor de simbure, astfel ca distanţa minimă între centrele încărcăturilor dintre găurile de simbure şi marginea profilului, pe care nu sînt amplasate găuri ajutătoare, să nu depăşească de 1,5—2 ori anticipanta găurilor de profilare, care se determină cu formula lui *Bari* :

$$W = \frac{d}{10\,m}\sqrt{\frac{\pi\Delta_i \cdot l}{10\,q \cdot L}} \quad [\text{m}] \tag{2.33}$$

în care : W este anticipanta, m ;

d — diametrul cartuşelor sau încărcăturii de exploziv, mm ;

m = 1...1,4 coeficient proporţional cu tăria rocii ;

Δ_i — densitatea de încărcare a găurii, kg/dm³ ;

$$\Delta_i = \left(\frac{d}{D}\right)^2 \Delta_e \tag{2.34}$$

D — diametrul găurii de mină, mm ;

Δ_e — densitatea explozivului folosit, kg/dm³ ;

l, L — lungimea încărcăturii de exploziv respectiv a găurii de mină, m ;

q — consumul specific de exploziv, kg/m³.

Alte formule pentru calculul anticipantei au următoarele expresii :

a) $$W = \frac{0{,}1\,d^2 \cdot \Delta_e}{c \cdot f} \tag{2.35}$$

b) $$W = 24 \cdot d\sqrt{\frac{\Delta_i}{q}} \tag{2.36}$$

c) $$W = \frac{L - 0{,}4}{2} \tag{2.37}$$

d) $$W = (25\ldots30)\,d \tag{2.38}$$

Notaţiile din aceste formule au aceeaşi semnificaţii ca în formula lui *Bari*.

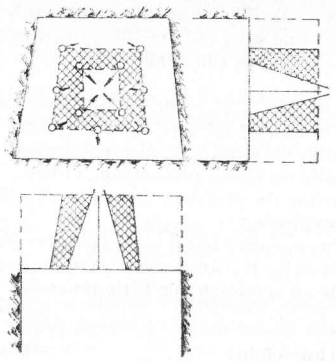


Fig. XIX.28. Rolul găurilor ajutătoare sau de lărgire a simburelui.

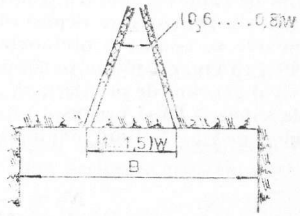


Fig. XIX.29. Perforarea găurilor la împuşcarea cu simburi convergenţi.

În cazul folosirii simburilor multilaterali interiori cu găuri convergente, la lucrările cu secţiuni pînă la 10 m² se fac următoarele recomandări :

1) găurile de simbure să fie perforate astfel ca distanţa între centrele încărcăturilor plasate în ele să fie de (0,6...0,8) W, ceea ce corespunde unei distanţe între gurile găurilor de (1,...1,5) W (fig. XIX.29) ;

2) dacă notăm cu B — lăţimea lucrării; h — înălţimea, iar simburele ales are lăţimea a şi înălţimea b, atunci se amplasează găuri ajutătoare cînd sînt îndeplinite condiţiile:

$$\frac{B-a}{2} \geqslant 2\,W \tag{2.39}$$

şi

$$\frac{h-b}{2} \geqslant 1{,}5\,W \tag{2.40}$$

3) pentru derteminarea numărului probabil al găurilor ajutătoare, se poate folos formula:

$$N_a = \frac{(B-a)(h-b)}{4\,W^2} \quad \text{[buc/ciclu]} \tag{2.41}$$

O altă formulă pentru aproximarea numărului găurilor ajutătoare este următoarea:

$$N_a = \frac{(h-2W)(B-2W)-ab}{2\,W^2} \quad \text{[buc/ciclu]} \tag{2.42}$$

Numărul găurilor ajutătoare calculat cu aceste formule este doar orientativ, întrucît determinant este numărul găurilor ajutătoare care acoperă suprafaţa dintre găurile de simbure şi cele de profilare, ţinînd seama de criteriile enunţate la început. Încărcăturile explozive plasate în găurile ajutătoare sînt mai mici cu 25—30% decît cele plasate în găurile de simbure şi talpă şi se amorsează cu capse din seriile următoare pentru a detuna în urma celor din găurile de simbure.

— **Găurile de profilare.** La o distanţă de 10...20...30 cm de linia conturului lucrării se perforează un rînd de găuri cu înclinarea de 80—87° spre exterior, care asigură profilul de săpare a lucrării. Fundul găurilor de profilare nu trebuie să depăşească conturul lucrării, pentru a nu depăşi dimensiunile secţiunii proiectate. Totuşi, în rocile foarte compacte se admite o prelungire a găurilor de profilare în afara profilului proiectat cu 10—15 cm, cît rămîn paharele după explozie.

Numărul găurilor de profilare (N_p) se aproximează făcînd raportul între perimetrul secţiunii de săpare (P) şi produsul între anticipanta W, amplificată cu un coeficient c care are valori de 1,5—2, fiind mai mare la rocile cu coeficient de tărie mai mic.

$$N_p = \frac{P}{c \cdot W} \quad \text{[buc/ciclu]} \tag{2.43}$$

Pentru o bună conturare a lucrăii sînt indicate următoarele măsuri: a) distanţa între găurile de talpă se reduce la (1...1,5) W, iar încărcătura de exploziv a acestora va fi mai mare cu 20—30% decît încărcătura medie a găurilor; b) lîngă punctele unghiulare ale profilului (la colţuri), la naşterea bolţii şi la cheia bolţii se vor amplasa găuri; c) pentru obţinerea unui contur neted, puţin fisurat după explozie, este recomandabil să se mărească numărul găurilor de profilare şi să se reducă desitatea de încărcare a acestora sau chiar să rămînă unele găuri neîncărcate cu exploziv.

Din cele expuse privind numărul, lungimea, gruparea şi amplasarea găurilor nu trebuie să se tragă concluzia că vreunul din aceşti parametri ar putea fi încadraţi în

formule matematice precise. Formulele de aproximare redate ne ajută să ne apropiem de realitate dar parametrii reali ai găurilor de mină îi putem obţine pe baza experimentărilor efectuate în fiecare mină pe genuri de lucrări, ţinînd seama de factorii menţionaţi.

În practică, se alege mai întîi tipul de simbure şi se amplasează găurile pentru formarea lui, apoi se ampleasează găurile de conturare a lucrării miniere, iar în spaţiile dintre găurile de simbure şi cele de profilare se amplasează găuri ajutătoare, urmărind

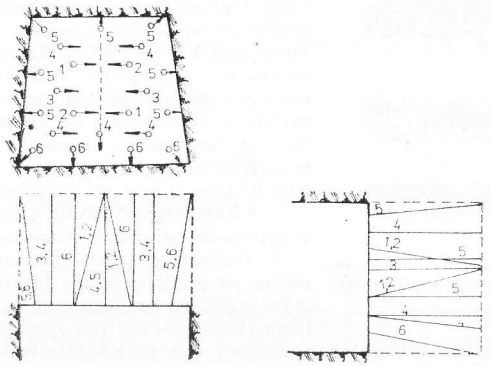


Fig. XIX.30. Monografia de perforare a găurilor într-o galerie cu profil trapezoidal. Cifrele indică ordinea de împuşcare.

să se obţină acoperirea cît mai uniformă cu găuri a întregii suprafeţe şi realizarea împuşcării cu numărul cel mai mic de găuri care asigură rezultatul dorit.

O monografie de perforare într-o galerie cu profil trapezoidal este redată în fig. XIX.30.

2.3.3. ÎNCĂRCAREA GĂURILOR DE MINĂ CU EXPLOZIVI, ÎMPUŞCAREA ŞI AERISIREA FRONTULUI DE LUCRU

Pentru a obţine randament maxim al energiei exploziei, cantitatea de exploziv folosită la împuşcare se introduce în găurile de mină perforate conform unei monografii de perforare.

Lucrările de împuşcare pot fi executate exclusiv de către persoane pregătite în acest scop şi autorizate ca artificieri.

Artificierii execută aceste lucrări pe baza dispoziţiei de împuşcare, înscrisă în registrul de împuşcare şi aprobată de conducătorul tehnic al sectorului.

Dispoziţia de împuşcare conţine date precise referitoare la: locul de muncă; locul de retragere al muncitorilor înainte de începerea operaţiei de încărcare a găurilor; posturile de pază; marca explozivului care poate fi utilizat şi tipul capselor; cantitatea maximă de exploziv care poate fi împuşcată deodată; încărcătura maximă pe gaura de mină; concentraţia maximă de gaze sau prafuri explozive la care se admite împuşcarea; felul

aerajului ; punctul de dare a focului care trebuie să fie situat la cel puţin 100 m de front, fiind o lucrare executată pe alt aliniament decît frontul ; şi alte date care condiţionează securitatea muncii.

Efectuarea lucrărilor de împuşcare presupune parcurgerea succesivă a trei etape şi anume : o etapă pregătitoare, încărcarea găurilor cu explozivi şi împuşcarea şi controlul locului de muncă după împuşcare. În etapa pregătitoare artificierul verifică dacă : susţinerea locului de muncă este executată conform monografiei de susţinere ; găurile sînt perforate conform monografiei de perforare ; instalaţiile de aeraj şi de combatere a prafului sînt în stare de funcţionare şi s-au luat măsuri pentru protejarea lor şi utilajelor tehnologice pe timpul împuşcării ; personalul care nu participă la împuşcare s-a retras în locurile stabilite ; paza este asigurată ; concentraţiile de gaze şi praf nu depăşesc limitele admise ş.a.

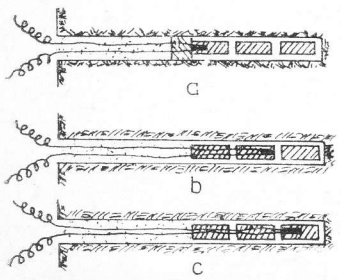


Fig. XIX.31. Posibilităţi de amorsare a încărcăturilor explozive în găurile de mină.

Dacă aceste condiţii sînt asigurate începe curăţirea găurilor de detitusul rezultat la perforare.

Încărcarea găurilor constă în introducerea cartuş cu cartuş pe gura găurii de mină şi împingerea acestora spre fundul găurii cu un băţ de lemn (burător), evitînd şocurile. Cartuşul amorsat poate fi introdus primul, ultimul sau median dar se pregăteşte numai în momentul introducerii în gaură.

Modul de aşezare şi posibilităţile de amorsare a încărcăturilor explozive se observă în fig. XIX.31.

La amorsarea spre gura găurii se asigură ruperea rocilor pe o rază mai mare însă randamentul de folosire a găurilor este mai redus decît la amorsarea primului cartuş din fundul găurii.

Puterea maximă a exploziei se obţine la amorsarea unui cartuş median. În practică se întîlnesc următoarele procedee de amorsare a încărcăurilor de explozivi : cu capsă pirotehnică ; cu capsă electrică cu fitil detonant şi cu detonator intermediar. La lucrările miniere, încărcăturile din găurile de mină se amorsează cu capse electrice şi mai rar cu capse pirotehnice (v. secţ. XVIII. Explozivi minieri).

În scopul evitării accidentelor la încărcarea găurilor şi împuşcare, trebuie luate o serie de măsuri de securitate (v. Secţ. Tehnica securităţii).

După declanşarea exploziei se lasă timp pentru aerisirea frontului de lucru, iar apoi artificierul controlează frontul şi verifică rezultatul împuşcării.

Dacă explozia a decurs normal permite accesul echipei în front. În cazul cînd constată existenţa unor încărcături neexplodate (rateuri) mai întîi ia măsuri pentru lichidarea acestora.

Consumul specific de explozivi. Este definit ca indicator mediu al consumului de exploziv pentru derocarea unui m³ de rocă, la executarea unei lucrări miniere. Consumul specific de exploziv depinde de ansamblul proprietăţilor geologo-miniere ale rocilor (coeficient de tărie, structură, numărul de feţe libere), mărimea secţiunii lucrării miniere, caracteristicile balistice ale explozivilor folosiţi, felul încărcăturii (concentrată, alungită), densitatea de încărcare, felul iniţierii, burajul folosit etc.

Pentru determinarea consumului specific de explozivi, calea cea mai bună de urmat este cea experimentală, urmărind o serie de împuşcături la care cu consum minim de exploziv se obţine un coeficient de rupere corespunzător, datele fiind prelucrate cu metodele statisticii matematice. Dintre formulele deduse pe această cale cele mai des folosite sînt :

Formula Protodiakonov — Bogomolov :

$$q = \frac{1}{a}\sqrt{\frac{f}{s}} \quad [\text{kg/m}^3] \tag{2.44}$$

în care : q este consumul specific de exploziv pentru derocarea unui m³ de rocă din masiv, kg/m³ ;

a = 0,4...1,42, coeficient care depinde de potenţialul explozivului (v. tabelul XIX.12) ;

Tabelul XIX.12

Valorile factorului de potenţial al explozivilor

Felul explozivului	Formula Lares e	Formula Protodiakonov a
Dinamită gelatinoasă	0,7	1,42
Dinamita II	1,3	0,76
Pulbere comprimată	2,0	0,5
Pulbere în granule	2,5	0,4

f — coeficientul de tărie a rocilor după *M. M. Protodiakonov* ;

s — secţiunea lucrării miniere, m².

Formula lui M. M. Protodiakonov :

$$q = 0{,}5\, e \left(0{,}2\, f + \frac{1}{\sqrt{s}}\right)^2 c \quad [\text{kg/m}^3] \tag{2.45}$$

în care : e este coeficient care depinde de potenţialul explozivului, $e = \frac{525}{p}$;

c — coeficient care depinde de numărul suprafeţelor libere ; $c = 1$ pentru o suprafaţă liberă ; c = 0,6...0,72 pentru două suprafeţe libere ;

p — potenţialul explozivului, cm³.

Formula Lares :

$$q = q_1 \cdot s_1 \forall \cdot d \cdot \frac{e}{\Delta i} \quad [\text{kg/m}^3] \tag{2.46}$$

în care : q_1 este consumul normal de exploziv pentru obţinerea pilniei de explozie avînd valori de 0,1—1,5 kg/m³, aşa cum se observă din tabelul XIX.13.

Taeblul XIX.13

Consumul specific normal de exploziv pentru obținerea plinici de explozie

Categoria	Natura rocilor	Consumul specific normal de exploziv, q_1 [kg/m³]
I	Cuarțite extrem de tari compacte	1,3—1,5
II	Bazalte FT, andezite, conglomerate	1,2
III	Granite FT, cuarțite, șisturi FT	1,1
IV	Gnaise și amfibolite FT	1,0
V	Granite și gnaise tari, sienite	0,9
VI	Calcare și gresii FT	0,8
VII	Granite obișnuite, siderite	0,7
VIII	Calcare tari, șisturi tari, porfirite	0,6
IX	Marmură, calcare semitari, siderite	0,5
X	Siderit semitare, gresii ST	0,4
XI	Șisturi, gresii moi	0,3
XII	Șisturi argiloase, gips, gresii moi	0,2
XIII	Cărbuni	0,1

s_1 este un coeficient de structură a rocii, avînd valorile cuprinse între 0,7 și 2, așa cum se observă din tabelul XIX.14.

Tabelul XIX.14

Valorile coeficientului de structură al rocilor

Natura rocilor	Coeficientul de structură s_1 din formula Lares / b din formula Pokrovski
Rocă masivă și compactă	1,0
Rocă stratificată cu grosimi de strat medii	0,8 ...0,9
Stratificație fină compactă	0,7
Rocă cavernoasă	0,9 ...1,1
Rocă fisurată (gazele de explozie pot ieși prin fisuri)	1,2 ...1,4
Rocă șistoasă	1,15...1,25
Rocă sfărîmicioasă	1,05...1,1
Structură conglomeratică	1,9 ...2,0
Rocă argiloasă, argilă nisipoasă, calcar poros	2,0

$\forall$ — coeficient de degajare avînd valori de: 1,2...1,6 pentru 1 față liberă, 0,75...1 pentru 2 fețe libere; 0,45...0,5 pentru 3—4 fețe libere;

d = 1...1,3 coeficient de buraj;

e — un coeficient care depinde de potențialul și brizanța explozivului, avînd valorle din tabelul XIX.12;

Δ_i = 0,5...1 — densitatea de încărcare.

Formulele lui N. M. Pokrovski:

a) $$q = q_1 \forall \cdot e \cdot s_1 \quad [\text{kg/m}^3] \tag{2.47}$$

unde: q_1 = 0,1...1,5 kg/m³ este consumul specific normal de exploziv;

f — coeficientul de structură al rocii;

$e = \frac{380}{A}$, A fiind valoarea probei *Trauzl* a explozivului folosit;

$\forall$ — coeficient funcție de numărul de fețe libere; $\forall = \frac{6,5}{\sqrt{s}}$ pentru 1 față liberă;

$\forall$ = 1,2...1,5 pentru 2 fețe libere;

b) $$q = 0,1 \cdot b \cdot V \cdot e \cdot f \tag{248}$$

b este coeficientul care depinde de structura rocilor, avînd valorile din tabelul XIX.14.

Formula Ibraev:

$$q = \frac{\sqrt{f} - a\sqrt{s}}{b} \tag{2.49}$$

în care: a este un coeficient avînd valori de 0,25—0,3 pentru lucrări orizontale;

b — coeficient care depinde de potențialul explozivului avînd valorile: 1,2... 1,4 pentru dinamite și 0,9...1,0 pentru amonite.

Pentru proiectare se recomandă să se adopte consumul mediu obținut din media aritmetică a consumurilor calculate cu diferite formule.

Consumul specific de exploziv (kg/m³) este cu atît mai mare cu cît roca are coeficientul de tărie mai mare. El scade odată cu creșterea secțiunii de săpare. În practică se acționează pentru reducerea lui prin: alegerea unei geometrii a sistemului de împușcare cu fețe libere pentru cît mai multe încărcături, folosirea unui buraj corespunzător, utilizarea explozivilor cu potențial mare, creșterea densității de încărcare a găurilor cu exploziv și inițierea explozei cu impulsuri mărite.

Încărcarea cu explozivi, amorsarea încărcăturilor și burarea găurilor de mină. Cantitatea totală de exploziv folosită la o împușcare, Q, este direct proporțională cu consumul specific de exploziv q (kg/m³), secțiunea lucrării S (m²) și pasul de înaintare P(m/ciclu).

$$Q = q \cdot S \cdot P \quad [\text{kg/ciclu}] \tag{2.50}$$

Această cantitate de exploziv nu se repartizează uniform pe cele N găuri de mină întrucît în găurile de simbure, N_s, cu rol de a contura prima deschidere și în găurile de talpă, N_t, se încarcă o cantitate de exploziv mai mare cu 15—30% față de restul găurilor.

Încărcătura medie pe gaură va rezulta ca medie ponderată a încărcăturilor din toate găurile.

Cheia distribuirii cantității totale de exploziv Q pe cele N găuri din care N_s sînt găuri de simbure, iar N_t sînt de talpă, o constituie calcularea numărului găurilor echivalente, N_E și a consumului de exploziv pe gaură echivalentă, q_E.

$$N_E = N + K(N_p + N_t); \quad q_E = \frac{Q}{N_E} \tag{2.51}$$

unde: $K = \left(\frac{15}{100} \ldots \frac{30}{100}\right)$ este coeficientul care arată cu cît este mai mare masa încărcăturilor din găurile de simbure și de talpă față de masa restului încărcăturilor.

Avînd valoarea încărcăturii echivalente, încărcătura din fiecare gaură de lărgire a simburelui și de profilare va fi egală cu aceasta, iar încărcăturile din găurile de simbure și de talpă vor fi:

$$q_{s,t} = (1 + K)q_E \quad [\text{kg/gaură}] \qquad (2.52)$$

Încărcăturile pe găurile de mină rezultate din calcule se rotunjesc la multiplu de 0,1 kg. Întrucît cartușele nu se pot divide. La încărcarea găurilor cartușele de exploziv introduse într-un înveliș (de hîrtie, țesătură sau metal) trebuie să fie unul lîngă altul, neadmițîndu-se distanțarea lor decît în cazul cînd prin dispoziția de împușcare se prevăd încărcături discontinue amorsate corespunzător.

Pentru a realiza densitatea de încărcare mai mare a găurilor și a mări productivitatea la încărcare s-au construit o serie de dispozitive pentru încărcarea explozivilor încartușați. Un astfel de dispozitiv cu acționare pneumatică este redat în fig. XIX.32.

Explozivul se introduce într-un tub de încărcare *1* prin deschiderea capacului *4*, de unde cu ajutorul aerului comprimat admis prin robinetul *3* este împins în gaura de mină printr-un furtun flexibil antistatic.

Pentru încărcarea explozivilor vărsați (neîncartușați) s-au construit pompe pneumatice asemănătoare celor unicamerale pentru transportul betonului. O astfel de pompă este redată în fig. XIX.33. Amestecul exploziv este încărcat în pîlnia de alimentare *1* de unde cade în recipientul *2*, iar cînd acesta se umple se închide capacul pîlniei *1* și rezervorul *2* se pune sub presiunea aerului comprimat condus pe furtunul *5*. Sub presiunea aerului comprimat amestecul exploziv este împins pe ștuțul de evacuare *8* și în continuare printr-un furtun flexibil pînă în gaura de mină sau de sondă.

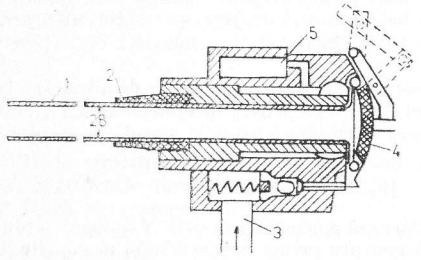


Fig. XIX.32. Dispozitiv pneumatic pentru încărcarea găurilor cu explozivi încărtușați.

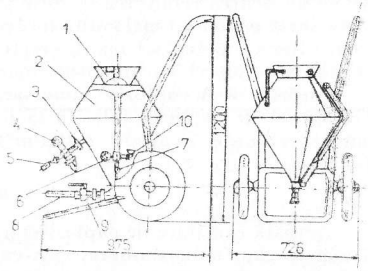


Fig. XIX.33. Pompă pneumatică pentru încărcarea găurilor de mină cu explozivi vărsați:

1 — pîlnie de alimentare; *2* — recipient; *3* și *10* — robinete; *4* — manometru; *5* — furtun de presiune; *6* — reductor; *7* — ventil de siguranță; *8* — furtun pentru transportul explozivului; *9* — ventil pentru exploziv aer.

Explozivii pluverulenți se încarcă mai ușor pe cale pneumatică, iar cei în stare plastică (geluri, șlamuri) prin pompare.

Inițierea încărcăturilor de explozivi din găurile de mină se face cu capse, iar ordinea de explozie a acestor încărcături se asigură prin ordinea de aprindere a bucăților de la fitil *Bickford* la capsele pirotehnice sau prin folosirea unor capse electrice cu diferite trepte de întîrziere.

Ordinea de detonare a încărcăturilor coincide cu ordinea în care detonează capsele cu care sînt inițiate. Succesiunea normală a explodării încărcăturilor din găurile de mină este următoarea:

I — simbure; II — lărgirea simburelui; III — profilare; IV — talpă.

Preferabil este ca însăși între exploziile a două încărcături învecinate și chiar din același grupaj, după rolul pe care îl au, să existe un anumit interval, astfel ca un număr cît mai mare de încărcături să aibă 2—3 fețe libere în momentul explodării, așa cum se observă în exemplul din fig. XIX.34.

Cînd sectorul nu are la dispoziție numărul optim al seriilor de capse, sau cînd se urmărește ca

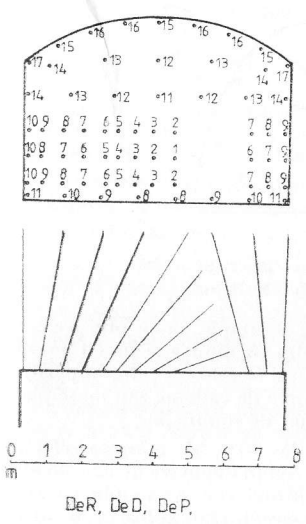


Fig. XIX.34. Monografie de perforare-împușcare pentru o alerie dublă. Cifrele indică ordinea de aprindere.

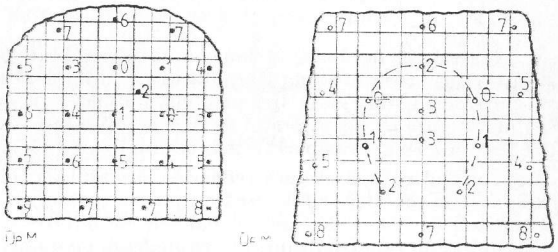


Fig. XIX.35. Monografii de perforare și ordinea de aprindere a încărcăturilor explozive din găurile de mină în lucrări orizontale, cînd se folosesc capse de același tip.

efectele exploziilor încărcăturilor apropiate să se cumuleze, se recurge la amorsarea unui număr mai mare de găuri cu capse electrice de aceeași serie, așa cum se observă în exemplele din fig. XIX.35.

Dacă se urmărește obținerea unor întîrzieri diferite de cele ale unor tipuri de capse electrice, se pot combina două sau mai multe tipuri de capse, astfel ca între serii să se obțină întîrzierile dorite, așa cum se observă din fig. XIX.36, unde la o lucrare cu secțiunea de 24 m² s-au folosit capse electrice DeD și DeR pentru încărcăturile din găurile pline și capse tip DaD și DeP în găurile marcate cu cercuri nehașurate.

Atunci cînd se utilizează simburi drepți (coromant sau dublu spiral) amorsarea încărcăturilor explozive se realizează după mai multe scheme din care două au fost redate în fig. XIX.27.

Intervalul de întîrziere între două explozii succesive se alege în funcție de felul simburelui și tipul capselor.

Atunci cînd se folosesc simburi drepți și capse milisecunde, intervalele de întîrziere se aleg între 40 și 80 ms, iar cînd se folosesc simburi convergenți intervalul se majorează la 60—150 ms.

Burarea găurilor are rolul de a închide gaura de mină şi a menţine compactă încărcătura de exploziv. Un buraj bun previne răbufnirea flăcării şi opune rezistenţă/eşapării gazelor de explozie din gaură ; măreşte eficacitatea lucrărilor de împuşcare şi reduce consumul de exploziv.

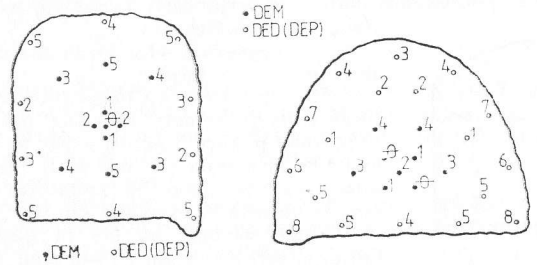


Fig. XIX.36. Amorsarea găurilor la o galerie cu secţiune mare, cînd se folosesc capse de diferite tipuri.

Materialul de buraj trebuie să obtureze bine gaura de mină, să se procure uşor şi la preţuri scăzute, să nu înrăutăţească atmosfera locului de muncă şi pe cît posibil să contribuie la îmbunătăţirea acesteia. Ca materiale de buraj se folosesc : argila plastică sau amestecată cu nisip, praful de rocă şi nisipul umezit ; fiole de cauciuc sau mase plastice umplute cu apă, tuburi de azbest umplute cu bicarbonat de sodiu ş.a.

Burajul cu apă asigură reducerea prafului cu pînă la 40% şi măreşte efectul exploziei. În practică se folosesc fiole pentru burajul cu apă avînd diametre de 32—35 mm şi lungimi de 150—300 mm sau baloane de diferite dimensiuni care se umplu cu apă, se suspendă în faţa frontului şi se explodează cu o mică încărcătură explozivă înaintea explodării primei serii de găuri din front.

În cazul împuşcării găurilor în care se degajă metan s-a încercat burajul cu un exploziv auxiliar avînd temperatura de explozie de 300—400°C. Prin explodarea iniţială a explozivului auxiliar gazele incombustibile se infiltrează în fisurile din jurul încărcăturii principale formînd o zonă de protecţie.

Explodarea încărcăturilor din găurile neburate este interzisă. Găurile trebuie burate pînă la gura lor. Lungimea minimă a burajului găurilor este de 0,3 m, iar la găurile cu lungimi peste 1 m burajul va trebui să ocupe cel puţin o treime din lungimea găurii.

Efectuarea lucrărilor de împuşcare cu încărcături amorsate cu capse detonante şi fitil ordinar (Bickford). Iniţierea detonaţiei încărcăturilor explozive cu capse pirotehnice şi fitil *Bikford* prezintă o serie de inconveniente şi anume : 1) în timpul aprinderii fitilelor artificierul şi şeful de echipă se găsesc în apropierea încărcăturilor explozive ; 2) pentru retragerea lor de la locul de muncă în afara zonei periculoase este nevoie de timp ; 3) controlul pregătirii împuşcării cu aparatură nu este posibil.

Împuşcarea cu capse pirotehnice este permisă numai în minele fără pericol de gaze şi praf explozibil, iar numărul încărcăturilor împuşcate deodată se limitează la : 8 găuri simultan atunci cînd artificerul este obligat să se retragă pe o direcţie perpendiculară pe suprafaţa frontului ; 60 de încărcături pentru un artificier şi 100 de încărcături pentru doi artificieri în abataje cu front lung, orizontale sau cu înclinări sub 25°.

Pentru iniţierea încărcăturilor explozive se pregătesc cartuşe armate astfel :

— se controlează capsa să nu aibă corpuri străine în porţiunea de tub unde urmează a fi introdus capătul fitilului aprinzător, dacă are se bate uşor de unghia unui deget pentru eliminarea corpului străin ;

— se taie capul fitilului perpendicular pe axă şi se introduce în tubul capsei ;

— se sertizează (stringe) capsa pe fitil, cu cleştele de sertizare ;

— se introduce capsa în cartuşul de exploziv, iar cartuşul amorsat în gaura de mină.

Armarea cartuşelor amorsă se face numai la locul împuşcării, prin desfacerea cartuşului la unul din capete, şi cuprinde :

— efectuarea unei găuri în materialul exploziv cu un dorn de lemn ori din bronz ;

— introducerea capsei în cartuş ;

— stringerea învelişului desfăcut în jurul fitilului şi legarea cu o sfoară (fig. XIX.37).

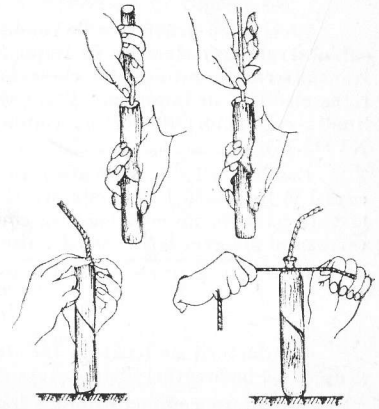


Fig. XIX.37. Amorsarea cartuşului exploziv cu capsa pirotehnică.

Lungimea fitilelor tuturor capselor care se folosesc la o împuşcare în acelaşi loc de muncă este aceeaşi. Ea trebuie să fie astfel aleasă încît timpul de ardere să depăşească suma timpilor pentru aprinderea tuturor fitilelor şi pentru retragerea artificierului la locul de adăpostire.

$$L_{cap} = (N_{fit} \cdot T_{apr} + T)\, v_{fit} \quad [\text{cm}] \tag{2.53}$$

unde : L_{cap} este lungimea fitilului fiecărei capse, cm ;

N_{fit} — numărul încărcăturilor pe care le împuşcă artificierul ;

T_{apr} — timpul de aprindere a unui fitil, avînd valori de 3—10 s, în funcţie de poziţia încărcăturilor ;

$T \geqslant 60$ s — timpul pentru retragerea artificierului ;

v_{fit} — viteza de ardere a fitilului ordinar (de obicei este egală cu 1 cm/s la fitilul cu ardere normală şi 0,5 cm/s la fitilul cu ardere lentă).

Din considerente de securitate, lungimea fitilului se ia mai mare de 1 m dar nu mai mare decît lungimea fitilului dintr-un colac.

În România, la împuşcarea în galerii, lungimea minimă de fitil pentru o singură gaură este de 120 cm, crescînd cu cîte 10 cm pentru fiecare gaură în plus.

Numărul de încărcături care se pot împuşca simultan se determină din relaţia :

$$N_{fit} = \frac{\dfrac{L_{cap}}{v_{fit}} - T}{T_{apr}} \quad [\text{buc}] \tag{2.54}$$

Consumul de fitil ordinar pentru împuşcarea unei serii de încărcături va fi :

$$L_{fit} = N_{fit} \cdot L_{cap} + L_{con} + 0{,}1\, n_{col}. \tag{2.55}$$

unde : L_{con} este lungimea firului capsei de control ;

$$L_{con} = L_{cap} - T \cdot v_{fit} \qquad (2.56)$$

n_{col} — numărul de colaci de fitil care se consumă la o împușcare.

Efectuarea lucrărilor de împușcare cu încărcături amorsate cu capse electrice și calculul rețelelor electrice de împușcare. O rețea electrică de împușcare trebuie să asigure transmiterea curentului electric de la sursă la rezistența electrică din tubul capsei. Într-o rețea electrică de împușcare distingem : conductorii din detonatori (reoforii) ; conductorii finali ; conductori de sector, conductori de legătură și conductori magistrali (v. fig. XVIII.15).

Conductorii din detonatori au rezistența electrică integrată în valoarea rezistenței capsei și lungimea l_r. Conductorii finali sînt cei de prelungire a reoforilor capselor pînă la gura găurilor unde se leagă la conductorii de sector. Cînd adîncimea de amplasare a cartușului amorsat $l_{am} < 0{,}7\ l_r$, atunci nu se folosesc conductori de prelungire.

Conductorii finali ai unei capse au lungimile l_{fin} date de relația :

$$l_{fin} = 2\ l_{am} \quad [\text{m}] \qquad (2.57)$$

Conductorii de legătură fac legătura între doi conductori de sector marginali (la grupuri de încărcături distanțate) ori între reoforii capselor și linia magistrală.

Lungimea conductorilor de legătură se stabilește în funcție de schema de împușcare și de amplasarea încărcăturilor. La încărcături uniform distribuite :

$$l_{leg} = 1{,}2\ a \cdot N \qquad (2.58)$$

unde : a este distanța între încărcături ;
N — numărul încărcăturilor.

Conductorii principali fac legătura între locul de împușcare și punctul de dare a focului. Lungimea unui fir de conductor principal este

$$l_m = K \cdot l \qquad (2.59)$$

iar lungimea conductorilor magistralei se calculează cu formula :

$$L_m = 2\ K \cdot l_m \qquad (2.60)$$

unde : l_m este distanța între locul de împușcare și punctul de dare a focului,

$$l_m \geqslant 100\ \text{m} ;$$

$K = 1{,}1$ — coefifient de siguranță a magistralei care ține seama de săgeată.

Rezistența electrică a conductorilor se calculează cu formula :

$$R = \frac{\rho \cdot l}{s} \quad [\Omega] \qquad (2.61)$$

în care : ρ este rezistivitatea conductorului, Ω m ;
l — lungimea conductorului, m ;
s — secțiunea conductorului, m².

În tabelul XIX.15 sînt date valorile rezistivității conductorilor de cupru, aluminiu și oțel la temperatura de 15°C (288 K).

Tabelul XIX.15

Rezistivitățile și coeficienții de variație a acestora în funcție de temperatura pentru firele metalice ale conductorilor de împușcare

Materialul	Rezistivitatea ρ_0 la 288 K [Ω m]	α [K^{-1}]
Cupru	$1{,}7 \cdot 10^{-8}$	0,0044
Aluminiu	$2{,}8 \cdot 10^{-8}$	0,004
Oțel	$13 \cdot 10^{-8}$	0,005

La alte temperaturi rezistivitatea ρ a unui conductor poate fi determinată cu relația :

$$\rho = \rho_0[1 + \alpha(t - 15)] \quad [\Omega\text{m}] \qquad (2.62)$$

în care : ρ_0 este rezistivitatea conductorului la temperatura de 288 K ;
α — coeficient de variație a rezistivității în funcție de temperatură, K^{-1}, avînd valorile din tabelul XIX.15.

Rezistențele conductorilor metalici utilizați la împușcare sînt date în tabelul XIX. 16.

Tabelul XIX.16

Rezistențele electrice ale conductorilor metalici pentru împușcare

Secțiunea [mm²]	Diametrul [mm]	Rezistența electrică [Ω/km] la 288 K		
		Cupru	Aluminiu	Oțel
0,5	0,8	35	56	264,8
0,75	0,98	23,3	37,4	177,0
1,00	1,13	17,5	28,0	132,4
1,50	1,38	11,6	18,7	88,3
2,50	1,78	7,0	11,2	53,0
4,00	2,25	4,4	7,0	32,2
6,00	2,75	2,9	4,7	22,0
10,00	3,56	1,75	2,8	13,2
16,00	4,52	1,1	1,75	8,3
25,00	5,64	0,7	1,12	5,3

O rețea de împușcare cu capse electrice se calculează parcurgînd succesiv următoarele etape :

a) se întocmește o schemă de principiu pentru legarea capselor în serie, paralel sau mixt ;

b) se stabilește lungimea, secțiunea, materialul din care sînt făcute și rezistențele electrice ale tuturor conductorilor din circuit ;

c) se marchează tipul, numărul și rezistențele electrice ale capselor utilizate ;

d) se determină rezistența totală a rețelei electrice de împușcare ;

e) se determină intensitatea curentului furnizat întregii rețele electrice de împușcare și fiecărei capse electrice.

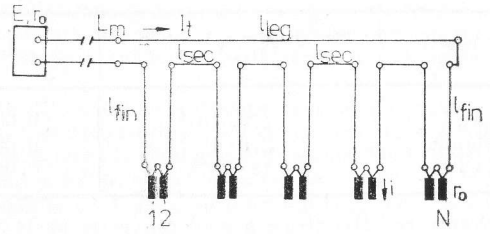


Fig. XIX.38. Legarea capselor electrice în serie.

Legarea capselor electrice în serie este cea mai simplă și mai des folosită întrucît pe de o parte se realizează și se controlează ușor, iar pe de altă parte necesită o sursă de curent cu intensitatea mică. La această schemă, reoforii capselor vecine (sau conductorii finali) se leagă între ei, iar doi reofori a două capse se leagă la conductorii principali fie direct, fie cu conductori de legătură (fig. XIX.38).

Rezistența electrică a rețelei de împușcare la legarea în serie, se determină cu formula :

$$R_{tot} = 2\,L_m r_m + l_{leg_i} r_{leg_i} + l_{sec.} r_{sec_i} + N(l_{fin.} r_{fin_i} + r_{cap.}) \qquad (2.63)$$

$$R_{tot} = R_m + R_{leg_i} + R_{sec_i} + N_{ram_i} \qquad (2.64)$$

în care : r_m, $r_{leg.}$, $r_{s.c.}$, r_{fin} sînt rezistențele electrice pe 1 m de conductori principali, de legătură, de sector, respectiv finali, Ωm^{-1} ;

r_{cap} — rezistența unei capse electrice, Ω.

La legarea în serie capsele trebuie să aibă aceeași rezistență. Rezistența totală a unei rețele de împușcare cu legătură în serie, în cazul utilizării explozoarelor, nu trebuie să depășească valoarea admisibilă a rezistenței explozorului folosit.

Intensitatea totală a curentului din rețeaua electrică de împușcare este :

$$I_{tot} = \frac{U}{R_{tot}} \quad [A] \qquad (2.65)$$

în care U este tensiunea la bornele explozorului sau în rețeaua electrică, V.

Intensitatea curentului care trece prin fiecare capsă la legarea în serie va fi : $I_{cap} = I_{tot}$.

Cînd la lucrările de împușcare se utilizează sursă de curent continuu, valorile minime ale curentului I_{cap} trebuie să satisfacă următoarele condiții.

$I_{cap} \geqslant 1$ A, cînd se explodează simultan pînă la 100 capse electrice ;

$I_{cap} \geqslant 1{,}3$ A cînd se explodează simultan pînă la 300 capse.

Dacă se utilizează o sursă de curent alternativ, trebuie îndeplinită condiția $I_{cap} \geqslant 2{,}5$ A indiferent de numărul capselor care se explodează deodată.

Legarea capselor în paralel se realizează întinzînd doi conductori de-a lungul liniilor încărcăturilor explozive. Cei doi reofori ai fiecărei capse se leagă la conductorii

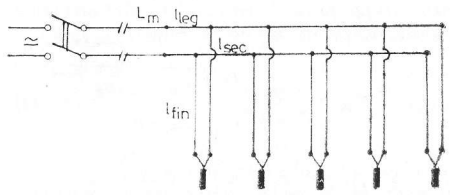


Fig. XIX.39. Legarea capselor electrice în paralel.

paraleli, că astfel fiecare capsă are alimentarea separată cu curent electric din rețeaua de împușcare (fig. XIX.39).

Această schemă necesită un număr mai mare de legături și izolări, o sursă de curent mai mare și nu permite verificarea continuității tuturor circuitelor de împușcare a căror număr este egal cu numărul capselor sau a grupurilor de capse. Din motivele enumerate, rețelele de împușcare cu legarea capselor în paralel se folosesc numai cu aprobarea conducătorului tehnic.

Rezistența totală a rețelei electrice de împușcare se determină din următoarea relație.

$$R_{tot} = 2\,L_m r_m + l_{leg_i} r_{leg.} + \frac{R_{ram}}{N_{ram}} \qquad (2.65)$$

în care. R_{ram} este rezistența unei ramificații (amorsă sau grup de amorse) ;

N_{ram} — numărul de ramificații.

Dacă ramificațiile sau capsele au rezistențe diferite, atunci rezistența totală a rețelei electrice de împușcare se calculează cu relația :

$$R_{tot} = 2\,L_m r_m + l_{leg} r_{leg} + \frac{1}{\frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} + \frac{1}{R_n}} \quad [\Omega] \qquad (2.66)$$

Atunci cînd încărcăturile se aprind de la un explozor, rezistența limită admisibilă a rețelei la conectarea în paralel poate fi determinată cu relația :

$$R_{lim} = \frac{R_{ct}}{n_p^2} \quad [\Omega] \qquad (2.67)$$

în care: R_{el} este rezistența conformă caracteristicii tehnice a explozorului, Ω;

n_p — numărul capselor din rețea, legate în paralel.

Posibilitatea explodării de la explozor electric se verifică din condiția:

$$R_{tot} \leqslant R_{lim}.$$

În cazul conectării în *trepte paralele* calculul rețelei electrice de împușcare poate fi făcut cu o eroare admisibilă după următoarele relații:

$$R_{tot} = R_m + \frac{R_{sec}}{2} + \frac{R_{fin} + r_{cap}}{n_{cap}} \quad [\Omega] \tag{2.68}$$

în care: n_{cap} este numărul capselor electrice din rețea.

Lungimea conductorilor de sector se caculează cu relația:

$$l_{sec} = 2{,}2\, aN \quad [m] \tag{2.69}$$

În cazul conectării paralele în trepte, în fiecare capsă va trece curent cu intensitate diferită. Intensitatea curentului mediu care trece printr-o capsă va fi:

$$I_{cap} = \frac{I_{tot}}{n_{cap}} \quad [A] \tag{2.70}$$

Dacă se conectează în paralel grupuri de capse legate în serie intensitatea curentului-la fiecare capsă va fi:

$$I_{cap} = \frac{I_{tot}}{N_{ram}} \tag{2.71}$$

iar

$$I_{tot} = \frac{U}{R_{tot}} \quad [A] \tag{2.72}$$

unde: I_{tot} este intensitatea curentului din rețea.

Conexiunile mixte cel mai des întîlnite în circuitele de împușcare a grupurilor de capse electrice sînt: serie-paralel; paralel-serie și paralel-paralel. În aceste denumiri prima parte arată felul de legare a capselor în cadrul grupurilor, iar a doua parte felul de conectare între ele a grupurilor de capse dintr-o rețea.

— *Legarea serie-paralel* are caracteristic faptul că în cadrul grupurilor capsele se leagă în serie, iar grupurile de capse se leagă la conductorii principali în paralel (fig. XIX.40).

În cazul cînd ramificațiile au rezistențe egale, rezistența totală a circuitului electric de împușcare este dată de relația:

$$R_{tot} = R_m + \frac{R_{ram}}{N_{ram}} \quad [\Omega] \tag{2.73}$$

Dacă ramificațiile au rezstențe diferite, rezistența totală se calculează cu relația:

$$R_{tot} = R_m + \frac{1}{\frac{1}{R_{1ram}} + \frac{1}{R_{2ram}} \cdots + \frac{1}{R_{n\,ram}}} \tag{2.74}$$

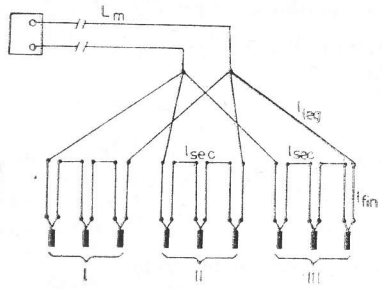


Fig. XIX.40. Circuit de împușcare cu legături mixte serie-paralel.

În cazul general, rezistența unei ramificații cu n_{gr} capse se calculează cu formula:

$$R_r = R_{leg} + R_{sec} + n_{gr} \cdot r_{cap} \tag{2.75}$$

Intensitatea curentului în fiecare ramificație și în fiecare capsă a grupurilor care au aceeași rezistență este dată de relația:

$$I = i_{cap} = \frac{I_{tot}}{N_{ram}} \tag{2.76}$$

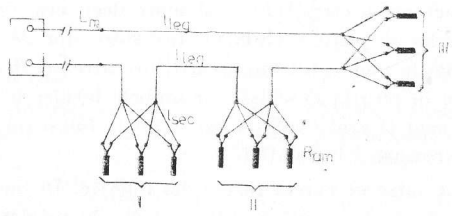


Fig. XIX.41. Circuit de împușcare cu legături mixte paralel-serie.

— *Legarea paralel-serie* (fig. XIX.41). La această schemă capsele din grupuri sînt legate în mănunchiuri, iar grupurile de capse se leagă între ele, în serie.

În acest caz rezistența totală a rețelei electrice de împușcare va fi :

$$R_{tot} = R_m + R_{leg} + N_g \cdot R_g \qquad (2.77)$$

unde : R_g este rezistența unui grup de capse legate în serie ;
N_g — numărul grupurilor de capse din rețea.

Intensitatea curentului la fiecare capsă, în cazul conectării obișnuite paralel-serie, se determină cu formula :

$$I_{cap} = \frac{I_{tot} \cdot N_g}{n_{gr}} \qquad (2.78)$$

n_{gr} fiind numărul capselor într-un grup.

Surse de curent pentru delanșarea exploziei. Pentru inițierea detonatoarelor electrice este nevoie de o sursă de curent. Ca surse de curent pot servi : rețeaua electrică a minei și explozoarele.

Rețeaua electrică a minei fiind în toate cazurile o sursă sigură de aprindere, se utilizează în special atunci cînd punctul de dare a focului rămîne neschimbat o perioadă mai îndelungată și cînd circuitele de împușcare au conexiuni paralele sau mixte. Ca surse de curent pot servi cablurile electrice de forță și de iluminat cu tensiuni pînă la 660 V. Se interzice utilizarea curentului din rețelele electrice de tracțiune.

Pentru inițierea de la rețeaua electrică a minei, în punctul de dare a focului se montează două întrerupătoare staționare (fig. XIX.42) a căror construcție trebuie să prezinte siguranța față de închiderea accidentală a circuitului. Dacă se urmărește obținerea unei tensiuni de alimentare a circuitului mai mare decît cea din rețeaua minei, atunci în fața întrerupătoarelor se poate instala un transformator de alimentare. Întrerupătoarele se închid numai la momentul împușcării, de către artificier și un electrician. În restul timpului rămîn în poziția deschisă dar ambele închise într-o cutie cu lacăt. În minele cu pericol de gaze și praf exploziv nu se poate folosi rețeaua de curent decît cu măsuri speciale de carcasare a instalației.

Explozoarele sînt surse de curent foarte des folosite. În funcție de modul de realizare a tensiunii la bornele lor, explozoarele pot fi dinamoelectrice, magnetoelectrice cu condensatori și tranzistorizate.

— *Explozorul dinamo-electric* (fig. XIX.43) este un generator de curent continuu cu excitație în derivație. Are la bază principiul producerii curentului electric în bobinajul indusului prin rotirea rotorului (*r*) între polii unui magnet. Curentul produs este adus

prin perii în electromagnetul (*m*) și cînd atinge valoarea maximă trece automat în circuitul exterior.

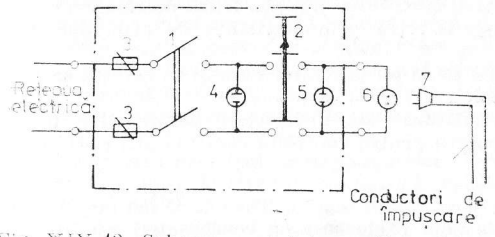


Fig. XIX.42. Schema unui întrerupător electric pentru aprinderea detonatoarelor electrice de la rețeaua electrică a minei :

1, 2 — întrerupătoare ; *3* — siguranțe ; *4 — 5* — lămpi de control ; *6* — priză de curent ; *7* — ștecher.

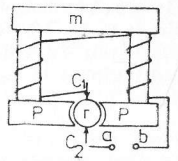


Fig. XIX.43. Schema de principiu a unui explozor dinamo-electric :

m — electromagnet ; *P* — poli ; *r* — rotor ; C_1, C_2 — colectori ; *a*, *b* — borne.

— *Explozorul cu condensatori* are caracteristic faptul că energia de la un generator propriu sau de la baterii galvanice se înmagazinează pe condensatori, putînd fi apoi comandată trimiterea curentului în rețeaua de împușcare. Schema electrică a unui astfel de explozor este redată în fig. XIX.44. Prin rotirea generatorului, curentul în prima

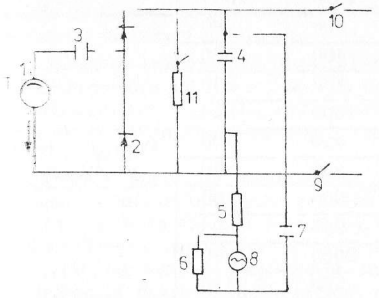


Fig. XIX.44. Schema electrică simplificată a unui explozor cu condensatori :

1 — sursă de curent-inductor ; *2* — diode redresoare ; *3, 4, 7* — condensatori ; *5, 6* — rezistențe ; *8* — bec avertizor ; *9, 10* — întrerupător, *11* — rezistența de descărcare.

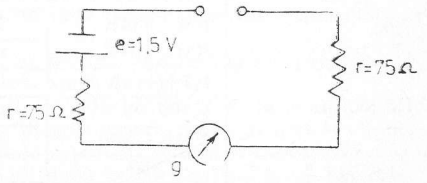


Fig. XIX.45. Schema electrică a ohmetrului pentru controlul circuitului electric de împușcare.

perioadă iese din borna inferioară prin redresorul *2* (diode sau tranzistori), intră în condensatorul *3* de acumulare și revine la generator prin borna superioară. La a doua rotire curentul iese din borna superioară, trece prin condensatorul *3* și redresorul *2* în condensa-

torul de dublare *4*, astfel încît curentul ajunge la tensiune mare şi intră în generator prin borna inferioară. Paralel cu condensatorul de dublare *4* este montat un dispozitiv de siguranţă şi de semnalizare, constînd din rezistenţele *5* şi *6*, un condensator *7* şi o lampă cu neon. În momentul cînd condensatorul *4* înregistrează tensiunea nominală, lampa *8* semnalizează posibilitatea trimiterii curentului în reţea. După descărcare, energia remanentă a condensatorului se scurge în reţea prin rezistenţa de acumulare *11*, după închiderea întrerupătorului *10*.

Încărcarea condensatorilor se face fie de la un generator montat în carcasa explozorului, fie de la 1—2 baterii galvanice mici.

Explozoarele cu condensatori se realizează într-o varietate constructivă mare unele avînd înglobat în carcasa lor şi ohmetru pentru controlul continuităţii circuitului de împuşcare.

Tabelul XIX.17

Principalele caracteristici ale unor explozoare cu condensatori

Ţara / Firma	Tipul	Tensiunea la borne [V]	Rezistenţa max. a circuitului de împuşcare [Ω]	Nr. de capse legate în serie ale reţelei de împuşcare [buc]	Observaţii
România	ET—100	500	500	100	Cu baterii
	ET—200	750	750	200	
E.M. Cvanic	ER—200	1800	1010	200	Alimentare din reţea
ICPMN B. Mare	AP—600	2000	1010	600	
C.C.V.J.	Gigant—1	2000	1010	1000	
Cehoslovacia	RKA—1	650	500	200	
	RKA—2	1700	1400	560	
	RKC—1	1000	800	200	
	RKC—2	1700	1600	640	
R.D.G.	SM—514K	2100	510	100	Pentru medii grizutoase
	SM—504K	1800	260	50	
	KPM—1A	1500	300	100	
U.R.S.S.	KPM—2	1500	900	300	
	VMK—500	3000	2000	800	
	860	950	760	150	
Austria	932	5200	1710	340	
	942	6000	2010	400	
	804	780	260	50	Pentru medii
Schaffler	808	900	410	80	grizutoase
	844	1350	1010	200	
	Cj—50	340	500	50	
Suedia	Cj—600	700	—	60	
	Cj—2400	1100	—	120	
Nitro Nobel	Cj—6000	1000	1350	240	

Ohmetrul (fig. XIX.45) se compune dintr-o sursă de curent *c* cu tensiunea de 1,5 V şi un galvanometru *g* cu rezistenţa electrică de 10 Ω, avînd în circuit două rezistenţe *r* de cîte 75 Ω fiecare. Cînd se cuplează la reţeaua de împuşcare, intensitatea curentului care trece prin circuitul care urmează a fi controlat este de 0,01 A.

Această intensitate nu este periculoasă pentru explozia neaşteptată a capselor, fiind mult mai mică decît 0,18A cît este curentul maxim de neaprindere a capselor electrice. Prin legarea capetelor conductorilor principali ai circuitului de împuşcare la bornele ohmetrului, se poate constata dacă circuitul electric este continuu, prin mişcarea acului galvanometrului. Circuitul electric de împuşcare nu se cuplează la sursa de curent decît atunci cînd prezintă continuitate, pentru a preveni compromiterea împuşcării şi rateurile.

Parametrii principali ai explozoarelor fabricate în România, comparativ cu unele explozoare produse în alte ţări, se redau în tabelul XIX.17.

Explozoarele se verifică lunar în atelierele minelor şi anual în ateliere specializate. La verificările periodice se testează capacitatea de iniţiere, iar pentru cele antigrizutoase şi mărimea impulsului de aprindere.

Prevenirea şi lichidarea rateurilor. Rateurile şi exploziile accidentale cauzează prejudicii materiale şi accidente tehnice avînd urmări nedorite. De aceea pe timpul efectuării lucrărilor de împuşcare este imperativ necesar să fie luate toate măsurile pentru prevenirea lor.

Prevenirea rateurilor se face printr-un complex de măsuri constînd din : verificarea şi admiterea pentru folosire numai a explozivilor, capselor şi mijloacelor de aprindere corespunzătoare ; curăţirea găurilor de mină de bucăţile de rocă şi praful rezultat la perforare ; folosirea învelişurilor impermeabile pentru încărcăturile introduse în găurile cu apă ; pregătirea corespunzătoare a amorselor ; efectuarea cu mare atenţie a operaţiilor de încărcare, amorsare şi burare a găurilor ; efectuarea corectă a conexiunilor în circuitul electric de împuşcare şi controlul continuităţii acestuia înaintea dării focului ; utilizarea unor surse de curent sigure ş.a.

Rateurile totale se previn printr-un control atent şi amănunţit atît a legăturilor reţelei de împuşcare cît şi a mijloacelor de aprindere. Dacă totuşi se produc, se procedează a scurtcircuitarea capetelor conductorilor principali şi se verifică toate legăturile şi izoaţiile de pe reţeaua de împuşcare, căutîndu-se şi apoi reparîndu-se defecţiunea care a cauzat rateul.

Dacă o parte din încărcăturile amorsate în reţeaua electrică rămîn neexplodate, se reface reţeaua de împuşcare şi se foloseşte o nouă sursă de curent.

În caz de rateu, se reface treptat circuitul, introducînd pe rînd capsă cu capsă şi verificînd treptat continuitatea lui pînă la indentificarea capsei cu defecte care se elimină din circuit, iar restul se explodează. Indentificarea capsei cu defecte se face relativ mai uşor legînd în paralel capsele rămase neexplodate după prima declanşare a exploziei, însă numai cu aprobarea conducătorului tehnic al sectorului.

Găurile state sînt acele care conţin încărcături explozive amorsate dar care n-au explodat din diferite cauze ca : întreruperea coloanei de exploziv, umezirea explozivului, ruperea încărcăturii cu capsă de coloana de exploziv şi aruncarea acesteia prin explodarea unei încărcături vecine, calitatea necorespunzătoare a capsei electrice, desprinderea capsei de fitilul aprinzător sau de aprinzătorul electric ş.a. Ele se lichidează conform prevederilor normelor departamentale(v. şi sect. XVIII.Explozivi minieri, fig. XVIII.22).

Rateul de deflagraţie se recunoaşte după faptul că găurile sînt golite de materialele explozive, însă ruperea rocii din jurul lor nu este semnificativă. Ele se întîlnesc la folosirea amestecurilor explozive simple, cînd încărcătura de amorsare nu este destul de mare sau burajul nu este etanş, precum şi la împuşcarea cu explozivi ordinari, cînd din

neatenție se uită să se pună capsa pirotehnică la fitil sau cînd capsa se desprinde de fitil sau de aprinzătorul electric. Întrucît în găurile sau fundurile de găuri rămase după explozie pot rămîne explozivi, este interzis ca acestea să fie prelungite sau să fie refolosite la o nouă împușcare.

Exploziile accidentale ale încărcăturilor amorsate cu capse electrice pot fi cauzate de cauze multiple (v. sect. XVIII. Explozivi minieri).

Actul de perforare-împușcare. Este documentul care sintetizează într-o monografie de perforare-împușcare și în tabele toate datele care trebuie cunoscute de către cei care execută perforarea, încărcarea găurilor cu explozivi și împușcarea.

Monografia de perforare-împușcare redă grafic — la o scară potrivită — următoarele : profilul de săpare, cotînd dimensiunile principale la mărimile lor reale ; amplasarea găurilor pe suprafața frontului ; poziția spațială și lungimea fiecărei găuri, poziția cartușului amorsat, felul burajului, mărimea pasului de înaintare ; numerotarea găurilor și ordinea de împușcare.

Profilul de săpare este cel ales și se trasează cu o linie continuă atît în secțiune transversală cît și în una sau două secțiuni în lungul axei pe care se redau proiecțiile tuturor găurilor în plan orizontal și vertical, la adevărata lor mărime.

Numărul de găuri se determină pentru întreaga secțiune a frontului cu mai multe formule cunoscute și apoi se alege numărul optim între cel minim și maxim rezultat din calcul, pe baza criteriilor de amplasare rațională.

Amplasarea găurilor pe suprafața lucrării și poziția spațială a acestora se reprezintă în funcție de criteriile cunoscute, urmărind obținerea saltului proiectat cu consumuri minime de găuri de mină și materiale explozive.

La numerotarea găurilor este indicat ca gaura de la canal să poarte numărul cel mai mare, egal cu numărul total de găuri.

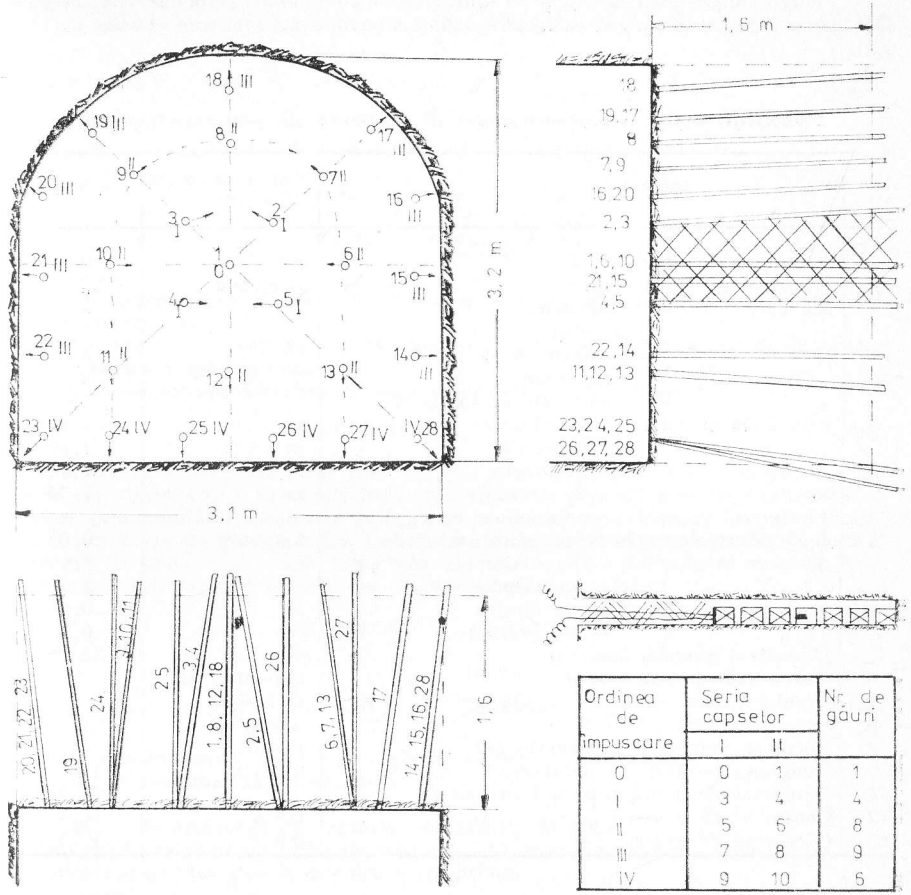
Dacă se amplasează și găuri de profilare sau de degajare care nu se încarcă cu exploziv, atunci în secțiunea transversală se vor marca prin cerculețe pline găurile care se încarcă și prin cerculețe simple cele care rămîn neîncărcate cu exploziv.

Lungimea medie a găurilor se calculează cu formulele cunoscute și se alege astfel ca ciclul să se închidă pe o durată acceptată respectiv pasul de înaintare să aibă lungimea optimă.

Ordinea de împușcare a încărcăturilor explozive din găurile de mină corespunde cu ordinea de aprindere a fitilelor *Bickford* (avînd aceeași lungime) la amorsarea cu capse pirotehnice.

La inițierea încărcăturilor explozive din găurile de mină cu capse electrice, încărcăturile care trebuie să explodeze primele (din găurile de simbure) se amorsează cu seria cea mai mică de capse, iar următoarele se grupează și se amorsează cu seriile mai mari de capse, în ordinea rațională de aprindre. Ordinea de aprindere se stabilește astfel ca fiecare încărcătură explodată să creeze noi suprafețe libere pentru încărcăturile următoare obținînd astfel folosirea cu randament maxim a energiei exploziei. Este preferabil ca însăși încărcăturile din aceeași grupă de găuri — simbure, ajutătoare sau de lărgire și de profilare — să se amorseze cu mai multe trepte de întîrziere. Intervalul de întîrziere între două trepte succesive se alege în funcție de monografia de perforare, felul simburelui, tipul capselor și numărul grupurilor de încărcături ce se pot forma.

Pentru lucrări cu secțiuni mari și foarte mari se recomandă să se înscrie într-un tabel, sub monografia de perforare-împușcare, ordinea de împușcare și numerele găurilor amorsate cu fiecare serie de capse. Un exemplu de întocmire a unei monografii de perforare - împușcare este redat în fig. XIX.46.



Ordinea de împușcare	Seria capselor		Nr. de găuri
	I	II	
0	0	1	1
I	3	4	4
II	5	6	8
III	7	8	9
IV	9	10	5

Fig. XIX.46. Monografie de perforare-împușcare cu simbure piramidal.

Tabelul cu indicii tehnico-economici cuprinde principalii parametri proiectați : secțiunea de săpare, numărul găurilor după rolul pe care îl au, lungimile găurilor ; încărcăturile explozive din fiecare gaură, mărcile explozivului și capselor folosite, modul de legare a capselor în circuitul electric de împușcare, locul de retragere a muncitorilor înainte de darea focului, felul aerajului parțial, principalele consumuri tehnologice care determină costurile lucrărilor de perforare-împușcare (găuri de mină, exploziv, capse) și alte date speciale.

Pentru completarea tabelului cu indicii tehnico-economici (tabelul XIX.18) parametrii economici ai lucrării se calculează după cum urmează.

Tabelul XIX.18

Principalii indici tehnico-economici ai lucrărilor de perforare-împuşcare

Nr. crt.	Specificare	Unitatea de măsură	Cantitatea
1.	Secţiunea de săpare	m²	9,3
2.	Numărul de găuri total	buc/ciclu	28
	din care: — de simbure		5
	— de talpă		6
	— de lărgire a simburelui		8
	— de profilare		9
	— neîncărcate cu exploziv		—
3.	Lungimea găurilor: — de simbure	m	1,85
	— de talpă	m	1,85
	— de lărgire	m	1,75
	— de profilare	m	1,75
	— neîncărcate cu expl.	m	—
4.	Încărcătura de exploziv pe gaură, medie	kg/gaură	0,95
	din care în găurile: — de simbure		1,1
	— de talpă		1,1
	— de lărgire		0,9
	— de profilare		0,8
5.	Diametrul găurilor (minim)	mm	32
6.	Marca explozivului folosit	Dinamita II	
7.	Tipul capselor	DeM—2i	
8.	Felul burajului	Argilă	
9.	Locul de retragere a muncitorilor	Breşa A	
10.	Lungimea pasului de înaintare	m/ciclu	1,6
11.	Lungimea de gaură pentru 1 m galerie	m	31,3
12.	Consumul de exploziv	kg/m	16,5
13.	Consumul de capse	buc/m	17,5

Consumul specific de găuri de mină se determină făcînd raportul între suma lungimii tuturor găurilor şi mărimea pasului de înaintare:

$$L = \frac{\sum_1^N l_i}{P} \quad [\text{m gaură/m înaintare}] \tag{2.79}$$

unde: L este consumul de gaură pentru obţinerea unui metru de înaintare;

l_i — lungimile găurilor de mină perforate, m;

P — pasul de înaintare, m/ciclu.

Prin calcule, lungimea găurilor pe 1 m de înaintare se determină astfel:

$$L = \frac{C_i}{\eta} \cdot N \tag{2.80}$$

unde C_i este coeficientul care ţine seama de înclinarea găurilor

$$C_i = \frac{\dfrac{N_s}{\sin \alpha_s} + \dfrac{N_a}{\sin \alpha_a} + \dfrac{N_p}{\sin \alpha_p}}{N}; \tag{2.81}$$

α_s, α_a, α_p — unghiurile de înclinare ale găurilor de simbure, ajutătoare şi de profilare faţă de suprafaţa frontului;

$\eta = 0{,}85 \ldots 1$ — coeficientul de folosire a găurilor ţinînd seama de paharele de gaură rămase după împuşcare.

Pentru calcule aproximative se poate determina L cu formula:

$$L = (1{,}1 \ldots 1{,}15)\, N. \tag{2.82}$$

Consumul specific de exploziv se determină prin calcul sau pe bază de experimentări. În cazul folosirii a două tipuri de exploziv, acestea se echivalează, de obicei, în dinamită II. Consumul de exploziv pe un ciclu se calculează însumînd încărcăturile din toate găurile de mină ţinînd seama de faptul că încărcăturile explozive din găurile de simbure şi cele de talpă sînt mai mari cu 15—30 % decît restul.

Consumul de exploziv pe un ciclu, Q_c, se determină cu relaţia:

$$Q_c = q \cdot S \cdot P \quad [\text{kg/ciclu}] \tag{2.83}$$

sau

$$Q_c = \sum_1^N q_i \quad [\text{kg/ciclu}] \tag{2.84}$$

în care q este consumul specific de exploziv, kg/m³;

S — secţiunea de săpare, m²;

P — pasul de înaintare, m/ciclu;

q_i — încărcăturile de exploziv din găurile de mină.

Întrucît în calculul costurilor de săpare se utilizează consumul de exploziv pe 1 m de înaintare, acest indicator se calculează cu formula

$$Q_1 = \frac{Q_c}{P} = \frac{\sum_1^N q_i}{P} \quad [\text{kg/m}] \tag{2.85}$$

Consumul specific de capse se determină făcînd raportul între numărul capselor folosite la o împuşcare, egal cu numărul găurilor N şi rezultatul împuşcării, calculîndu-se cu formulele:

$$C_{cap} = \frac{N}{P} [\text{buc/m înaintare}] \quad \text{sau} \quad C_{cap} = \frac{N}{SP} \quad [\text{buc/m}^3] \tag{2.86}$$

Aerajul frontului de lucru după împuşcare. În cursul execuţiei lucrărilor miniere aerajul (secundar) constă în preluarea din curentul principal de aeraj al minei a unui debit relativ redus şi trimiterea lui în frontul de lucru. Debitul de aer trebuie să asigure : diluarea şi evacuarea gazelor şi a prafului din front şi grad de confort optim pentru muncitori.

Depresiunea necesară vehiculării aerului se poate realiza prin difuzie sau mecanic.

Aerajul prin defuzie este admis numai în mine negrizutoase şi pentru lucrări cu lungimea maximă de 10 m.

Aerajul mecanic se realizează introducînd pe lungimea lucrării miniere o coloană de tuburi pe care, cu ajutorul ventilatoarelor sau a ejectoarelor cu aer comprimat, aerul este antrenat, separînd astfel curentul de aer proaspăt de cel de aer viciat.

În funcţie de sensul curentului de aer proaspăt în front, aerajul mecanic poate fi aspirant, refulant sau combinat.

Aerajul aspirant (fig. XIX.47, *a*) realizează evacuarea aerului viciat prin tuburi, locul fiind luat de aerul proaspăt vehiculat pe lucrarea minieră. Astfel, se localizează gazele şi praful, înlesnind combaterea noxelor chiar la locul formării lor. Are însă eficacitate mai redusă asupra frontului de lucru.

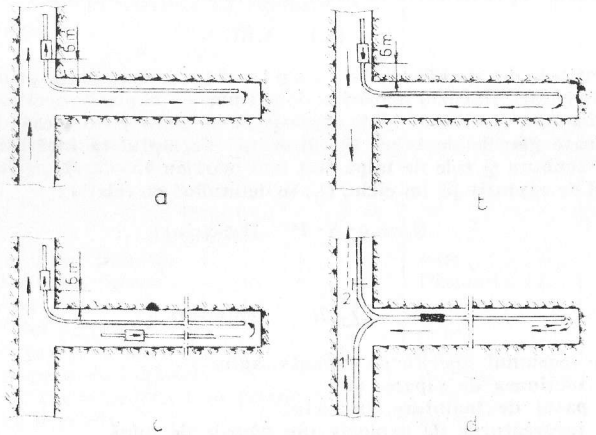


Fig. XIX.47. Scheme de aeraj parţial :
a — aspirant ; *b* — refulant ; *c* — combinat ; *d* — aspirant-refulant în varianta succesivă.

Aerajul refulant (fig. XIX.47, *b*) se realizează prin antrenarea aerului proaspăt prin tuburi şi evacuarea aerului viciat prin lucrarea minieră. Nu se recomandă pentru lucrări miniere mai lungi de 200 m, deoarece gazele se evacuează pe lucrarea minieră, muncitorii neputîndu-se apropia de frontul de lucru pînă cînd întreaga lucrare nu este aerisită, iar timpul de aerisire este mare.

Aerajul combinat (fig. XIX.47, *c*) foloseşte o coloană de tuburi pentru vehicularea aerului proaspăt spre frontul de lucru şi altă coloană pentru evacuarea aerului viciat.

Aerajul aspirant - refulant în variantă succesivă, redat în fig. XIX.47,*d* foloseşte două ventilatoare montate pe aceeaşi coloană de aeraj, existînd posibilitatea ca imediat după împuşcare să se pornească ventilatorul care aspiră aerul viciat din front, iar după evacuarea gazelor să funcţioneze ventilatorul care refulează aerul proaspăt.

Debitul ventilatorului (Q_v) trebuie să fie mai mare decît debitul necesar în front întrucît intervin pierderi pe conductele de aeraj. Valorile pierderilor pe tuburi de aeraj noi sînt redate în tabelul XIX.19.

$$Q_v = \left(1 + \frac{P}{100}\right) Q_f \quad [m^3/min] \tag{2.87}$$

Tabelul XIX.19

Valorile pierderilor de debit pe tuburi metalice noi

Diametrul tubului [mm]	Pierderile P [%] la lungimea conductei [m]				
	100	200	300	400	500
300	13	26	39	49	58
400	5	20	31	39	47
500	—	9	23	29	37
600	—	5	9	17	28
700	—	—	5	13	26

Ventilatoarele pentru aerisirea lucrărilor miniere sînt axiale sau centrifugale putînd fi cu acţionare pneumatică, electropneumatică sau electrică.

Tuburile de aeraj pot fi rigide (din oţel sau mase plastice) sau flexibile (din pînză impregnată sau cauciuc).

Alegerea sistemului de aerisire a lucrărilor miniere în fund de sac, determinarea parametrilor de aeraj şi montarea corectă a instalaţiei, pe lîngă aspectele de protecţia muncii, prezintă şi interes economic, deoarece la multe mine puterea instalată a ventilatoarelor de aeraj parţial depăşeşte puterea ventilatorarelor principale.

Debitul de aer proaspăt necesar în frontul de lucru, Q_f, se calculează în funcţie de : secţiunea lucrării, S, cantitatea de exploziv folosită la o împuşcare, A, şi timpul afectat aerisirii frontului (15—30 min) pentru a ajunge la concentraţie de gaze sub 0,008 %, echivalate în CO convenţional, t.

La aerajul aspirant :

$$Q_{fa} = \frac{C}{t} \sqrt{AS \cdot L_1} \quad [m^3/min] \tag{2.88}$$

La aerajul refulant :

$$Q_{fr} = \frac{C_1}{t} \sqrt{A(SL_m)^2} \quad [m^3/min] \tag{2.89}$$

unde : $L_1 = 2A + 10$ este lungimea de împrăştiere a gazelor după împuşcare, m ;

$L_m = \dfrac{500\,AK}{S}$ — lungimea minimă a lucrării miniere pe care gazele se diluează sub limitele admise. Dacă L_m rezultă mai mare decît lungimea lucrării, în calcule se ia lungimea lucrării miniere.

$K = (0{,}2\ldots1)$ — coeficient de difuzie turbulentă, avînd valoarea proporţională cu distanţa de la coloana de aeraj la front şi invers proporţională cu diametrul tubului de aeraj.

2.3.4. ÎNCĂRCAREA ŞI EVACUAREA ROCII

În procesul săpării lucrărilor miniere orizontale şi înclinate, încărcarea şi evacuarea rocii constituie un complex de operaţii grele şi cu mare consum de muncă.

Pentru a uşura munca la aceste operaţii, care ocupă 30—40% din volumul total de muncă şi 40—60% din durata ciclului de săpare, s-au luat măsuri de mecanizare a încărcării şi evacuării, reducerea duratei şi a efortului fizic la schimbarea vagonetelor pline cu goale pe timpul încărcării şi organizarea împuşcării astfel încît granulaţia materialului rezultat să fie cît mai redusă şi uniformă.

2.3.4.1. **Încărcarea rocii.** Se poate face fie manual, fie mecanizat cu instalaţii de screper sau cu maşini de încărcat.

Încărcarea manuală. Se face cu lopata sau cu sapa şi trocul. Fiind grea, obositoare şi cu productivitate scăzută, se întîlneşte tot mai rar, la lucrări cu secţiuni mici şi lungimi reduse.

Încărcarea cu instalaţie de screper. Pentru încărcarea rocii în galeriile rectilinii şi executate în roci tari s-a introdus instalaţia de screpere a cărei cupă prinde materialul şi îl transportă pe vatra lucrării, iar apoi îl ridică pe un jgheab înclinat la nivelul unei platforme de descărcare, de unde cade gravitaţional în vasul de transport, aşa cum se observă din fig. XIX.48.

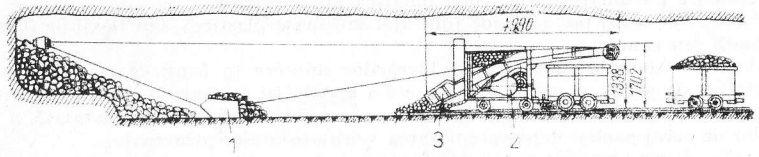


Fig. XIX.48. Instalaţie de screper cu estacadă pentru încărcarea rocii în vagonete:
1 — screper; *2* — troliu; *3* — estacadă.

Instalaţia de screper reduce efortul fizic la ridicarea materualului de pe vatra lucrării şi are productivitate mare, unele instalaţii atingînd chiar 150 m³/h. Ele sînt relativ simple, robuste, cu siguranţă în exploatare şi pot încărca roci abrazive. În România, uzinele „Unio" Satu Mare fabrică două tipuri de troliu screper şi anume: TS—7,5 şi TS—22 acţionate electric cu motoare de 7,5 respectiv de 22 kW.

Capacitatea de încărcare şi transport a instalaţiei de screpere se determină din relaţia:

$$Q = \frac{3\,600\ V_{cup} \cdot K_{uc} \cdot K_f}{\frac{L}{v_{plin}} + \frac{L}{v_{gol}} + t_{id}} \quad [\mathrm{m^3/h}] \qquad (2.90)$$

în care: V_{cup} este volumul cupei screperului, m³;
K_{uc} = (0,6...1) coeficientul de umplere a cupei;
K_f — coeficientul de folosire extensivă a screperului;
L — lungimea de transport, m;
v_{plin} = 0,7...1,3 m/s — viteza de deplasare a cupei la cursa în plin;
v_{gol} = 1,0...1,7 m/s — viteza cupei la cursa în gol;
t_{id} = 20...40 s — timpul de încărcare şi descărcare a cupei.

În cazul încărcării cu instalaţia de screpere numai o parte din materialul derocat este încărcat direct, iar restul trebuie adus manual în faţa cupei screperului.

Încărcarea cu maşini de încărcat cu cupă şi descărcarea pe spate. Principalele utilaje folosite în mod curent pentru încărcarea în lucrările miniere cu înclinări pînă la 8° sînt maşinile de încărcat de tipul *lopată mecanică*. O astfel de maşină, schiţată în fig. XIX.49, are ca părţi principale: calea de rulare, şasiul, organul de încărcare balansor, mecanismul de acţionare şi sistemul de comenzi.

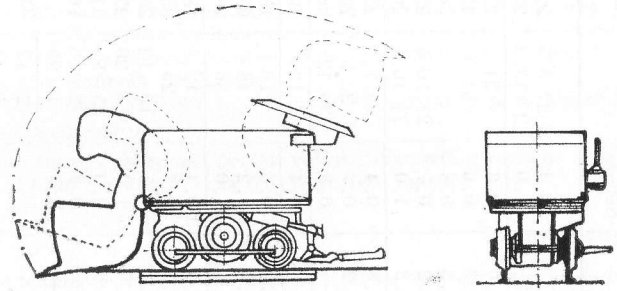


Fig. XIX.49. Maşina de încărcat tip lopată mecanică.

Partea superioară a maşinii, respectiv rama cu calea de balansare a organului de încărcare pivotează pe un rulment de presiune în jurul axei longitudinale de presiune cu 30—35° în ambele părţi, asigurînd încărcarea unui front cu lăţimea de 1,8—4,5 m aşa cum rezultă din tabelul XIX.20, în care sînt redate caracteristicile principale ale unor maşini de încărcat. Odată cu ridicarea cupei, rama cu mecanismul de încărcare este readusă în poziţia axială de mecanismul de centrare cu tambur.

La utilizarea maşinilor de încărcat care se deplasează pe calea ferată pe măsura avansării frontului de încărcare, dincolo de capătul şinelor calea ferată se prelungeşte cu linii provizorii.

Productivitatea orară a maşinilor de încărcat cu cupă şi descărcare pe spate rezultă din formula următoare:

$$P_r = \frac{60\ V_r}{T_i} \quad [\mathrm{m^3/h}] \qquad (2.91)$$

în care: $V_r = SPK_a$ este volumul de rocă împuşcată, m³;
S — secţiunea de săpare a lucrării miniere, m²;

Tabelul XIX.20

Caracteristicile tehnice ale unor maşini de încărcat cu cupă şi descărcare pe spate

Ţara	Tipul	Capacitatea cupei [l]	Frontul de încărcare [m]	Productivitatea la încărcare [m³/min.]	Puterea motoarelor [CP]	Lungimea [mm]	Lăţimea [mm]	Înălţimea maximă [mm]	Masa netă [t]
România	MIC—2P	150	1,8	0,4	2×8,5	2220	1330	1800	2,34
	MIC—3P	320	2,2—3	1,0	2×13,2	2550	1500	2200	3,7
U.R.S.S.	PML—5	170	2,0	0,3	21	2270	1320	2200	3,0
	MPK—1	200	2,3	0,6	31,5	4270	1575	1650	5,0
	PML—9	350	3,3	0,8	—	3400	1700	2760	7,5
	EPM—2	200	2,2	0,7	2×10,5	2370	1460	2070	4,4
	EPM—3	300	2,8	1,0	2×10,5	2600	1688	2100	6,0
Polonia	LZK—3P	120	1,8	0,4	2×7,5	2240	1135	1840	2,4
	LZK—5P	200	2,2	0,7	2×9	2390	1222	2200	2,86
	Goliat	340	—	0,8	3×12	2640	1850	2640	5,0
Cehoslovacia	NL—12 V	120	1,9	0,4	12	1995	1170	1820	2,2
S.U.A.	EIMCO 12 B	160	1,9	0,6	16	1880	771	1220	1,8
	EIMCO 40 M	380	4,6	1,2	48	6312	1830	2438	7,6
	JOY—630	390	—	1,0	36	2845	1745	2885	4,2
Suedia	GD—9	140	2,1	0,4	12	1835	813	1930	1,9
	LN—100	300	2,8	0,7	25	2550	1650	2400	3,5
	LM—36 H	140	2,2	0,5	10+12	2000	1350	2210	1,95
	LM—56 H	260	2,9	1,0	12+20	2340	1490	2440	2,95
	LM—250 H	600	3,8	2,0	25+25	3120	2070	3185	6,8
	CAVO—320	300	—	0,8	2×10	1630	2090	2670	4,0
	CAVO—520	600	—	1,5	1×20				
					2×12	3210	2270	3350	7,7
					1×25				
R.F.G.	HL—100	120	2,1	0,6	16	2150	1220	2170	2,7
	HL—221	250	—	1,0	26	—	1200	2200	3,6
	HL—400	400	—	1,8	28	—	1370	2450	5,6
	HL—500	500	—	2,5	38	—	1570	2800	6,5
	LM—200 H	600	3,8	2,0	52	3140	1740	3100	6,5

P — pasul de înaintare, m/ciclu ;
K_a — coeficientul de afînare a rocii în urma împuşcării ;
$T_i = (t_{ip} + t_{pi} + t_{rm})$ este durata operaţiei de încărcare a rocii, min/ciclu ;
t_{ip} este timpul efectiv de încărcare a volumului de rocă, min/ciclu :

$$t_{ip} = \frac{V_r}{V_{vag} \cdot K_{uv}} \left(\frac{V_{vag} \cdot K_{uv} \cdot t_{cid}}{V_{cup} \cdot K_{uc}} + \frac{2L}{60\, v_{mv}} + t_{cd} \right) \quad \text{[min/ciclu]} \qquad (2.92)$$

unde : V_{vag} este volumul cutiei vagonetului în care se încarcă roca, m³ ;
K_{uv} — coeficientul de umplere a vagonetului (0,8 — 0,95) ;
V_{cup} — volumul cupei maşinii de încărcat, m³ ;
K_{uc} — coeficientul de umplere a cupei (0,5—0,9) ;
L — distanţă de manevră de la front la locul de schimbare a vagonetului plin cu gol, m ;
v_{mv} — viteza medie de manevrare a vagonetului, 0,4—0,6 m/s ;
t_{cid} — durata ciclului de încărcare-descărcare a cupei, 0,15—0,45 min ;
t_{cd} — timpul consumat pentru cuplarea şi decuplarea vagonetului de maşina de încărcat (1—2 min) ;
t_{pi} — (5/100...10/100) t_{ip} — timpul de pregătire şi încheiere a operaţiei de încărcare ;
t_{rm} — timpul consumat pentru rularea manuală a rocii de la marginile profilului lucrării în raza de încărcare a maşinii, min.

Tabelul XIX.21

Caracteristicile tehnice principale ale unor maşini de încărcat cu cupă şi transportor intermediar

TIPUL MAŞINII	PPM—4	PPM—7	1PPN—5	HL/E 290R Salzgitter	Eimco 635	Goodman
ŢARA	URSS	URSS	URSS	RFG	Anglia	SUA
Volumul cupei, m³	0,25	0,25	0,33	0,3	0,3	0,38
Calea de rulare	c.f.i.	c.f.i.	c.f.i.	şenile	şenile	şenile
Puterea instalată, kW	24	32	44	45	43	48
Lăţimea frontului de încărcare, m	4,0	4,8	4,0	—	—	o —
Secţiunea minimă a galeriei, m²	—	—	6,5	—	—	—
Productivitatea maşinii, m³/min	0,65	0,8	1,5	1,0	1,2	0,5—1,5
Lungimea, mm	7430	9400	8600	4775	5725	10830
Lăţimea, mm	1700	1750	1700	1950	1830	1600
Înălţimea de lucru, mm	2150	1800	1700	1900	2030	2387
Înălţimea de transport mm	1600	1800	1700	1700	1475	—
Masa, kg	8600	14400	9500	7600	4810	12000

Din expresia productivităţii tehnice a unei maşini de încărcat rezultă căile pentru creşterea ei şi anume : creşterea volumului de rocă împuşcată pe ciclu prin majorarea pasului de înaintare şi reducerea duratei de încărcare a rocii.

Maşinile de încărcat cu cupă montată pe braţ şi transportor intermediar descarcă materilaul pe banda proprie care are capul de acţionare ataşat maşinii, iar capul de deversare plasat în consolă fie direct în spatele maşinii, fie cu un reazem suplimentar pe un cărucior intermediar.

Caracteristicile principale ale unor maşini de încărcat cu cupă şi transportor intermediar sînt redate în tabelul XIX.21.

În general, maşinile de încărcat cu cupa şi transportor intermediar au cupa montată pe braţ şi acţionarea electrohidraulică. Sînt însă şi maşini de tip clasic cu cupa pe leagăn, cărora li s-a adăugat sau ataşat transportor intermediar. Unele uzine constructoare de maşni au realizat deja maşini de încărcat cu cale de rulare dublă, avînd un şasiu cu roţi pentru linia ferată şi în paralel pneuri pentru rularea pe vatră.

Pentru combaterea prafului, o mare parte din tipurile de maşini au dispozitive de stropire cu apă.

Încărcarea rocii cu maşini de încărcat cu descărcare laterală. Pentru creşterea zonei de manevră în lucrările miniere orizontale cu secţiuni mai mari de 10 m², s-au realizat maşini de încărcat autopropulsate pe pneuri sau şenile, cu cupă care se descarcă lateral sau frontal în faţă. Principiul de funcţionare a unei maşini de încărcat cu descărcare laterală redată în fig. XIX.50 constă în următoarele :

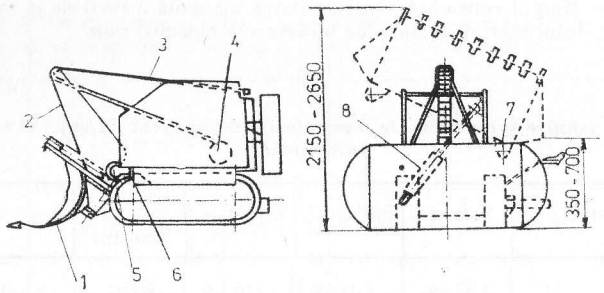


Fig. XIX.50. Maşina de încărcat cu basculare laterală.

Lopata mecanică *1*, fixată în pîrghia leagăn *2*, este ridicată cu ajutorul lanţului *3* care se înfăşoară pe bobina de acţionare *4*. În timpul ridicării pîrghia *2* se roteşte în jurul articulaţiei *5*, iar apoi se rostogoleşte cu partea în formă de leagăn pe ghidajele *6*, cu ajutorul cilindrului hdraulic *8*.

Caracteristicile unora din tipurile de maşini cu descărcare laterală cel mai des folosite sînt date în tabelul XIX.22.

Încărcarea rocii cu maşini de încărcat şi transportat. În ultimii ani autoîncărcătoarele utilizate în construcţii au fost adaptate şi pentru lucrul în subteran.

În galeriile în care materialul se încarcă şi se transportă pe distanţe mici se folosesc pe scară largă autoîncărcătoarele, autodumperele şi autovehiculele de transport cu cutie glisantă.

Autoîncărcătoarele sînt maşini de încărcat cu cupă, autopropulsate, pe pneuri sau pe şenile, care încarcă roca într-un siloz propriu, o transportă pe distanţe mici sau mij-

Tabelul XIX.22

Caracteristicile tehnice ale unor maşini de încărcat cu cupă şi descărcare laterală

TIPUL MAŞINII	MIL–1P	MIP–2P	CAVO 330	EIMCO 623	EIMCO 6234	SALZGITTER HL/EL 180	SALZGITTER HL/EL 580 K	LEB 2P	NL–3
Ţara	România		Suedia	Anglia		R.F.G.		Polonia	Cehoslovacia
Capacitatea cupei, m³	0,4	0,6	0,500	0,673	0,600	0,600	1,200	0,500	0,600
Productivitatea, m³/h	30	35—50	50	60	60	35—50	600—100	50	60
Calea de rulare	şenile	şenile	pneuri	şenile	şenile	şenile	şenile	şenile	şenile
Puterea motorului cupei	13,2	17,6	—	15 CP	15 CP	13 CP	24 CP	12 CP	
						11 kW	22 kW	6,5 kW	13 CP
						2×13 CP	2×24 CP	2×12 CP	
Puterea de acţionare a deplasării	2×13,2	2×17,6	—	2×15 CP	2×15 CP	2×6,5 kW	2×10 kW	2×6,5 kW	2×13 CP
Lungimea, mm	2600	3000	3520	3378	4356	—	—	—	3250
Lăţimea, mm	1400	1900	1600	1676	1676	—	—	2200	1700
Înălţimea de transport, mm	1710	2200	1850	1448	1500	—	—	—	1450
Înălţimea de lucru, mm	1750	2290	1240	2210	3556	—	—	2570	2300
Înălţimea de descărcare, mm	540	720	1240	572	2133	2200	—	670	850
Masa, kg	2700	4230	3500	5436	6300	4900	9000	6500	4900

locii şi o descarcă gravitaţional într-un colector. În fig. XIX.51 este redată schema de principiu a maşinii de încărcat şi transportat cu siloz propriu MIT-2P fabricată de Uzinele „UNIO" Satu Mare.

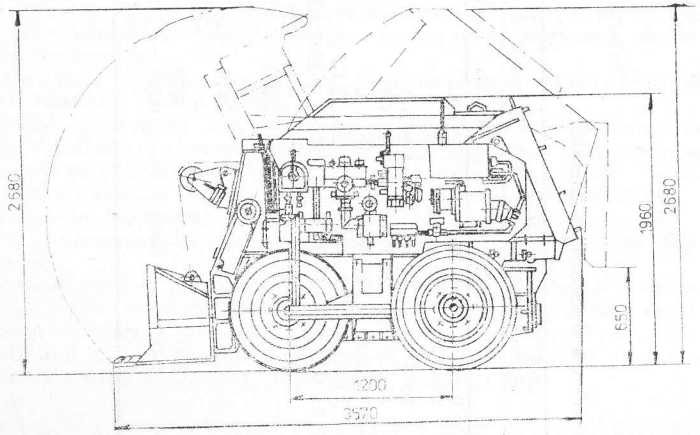


Fig. XIX.51. Maşină de încărcat şi transportat cu siloz propriu, MIT—2P.

Tabelul XIX.23

Caracteristicile maşinilor de încărcat şi transportat fabricate în România

SPECIFICARE	Unitatea de măsură	Tipul maşinii		
		MIS—1P	MIT—1P	MIT—2P
Capacitatea cupei	m^3	0,12	0,25	0,45
Capacitatea silozului	m^3	0,75	1,25	2,5
Capacitatea de încărcare	m^3/h	8—20	15—45	60—150
Consum de aer comprimat	Nm^3/min	8	10	30
Puterea motorului de tracţiune la 6 bar	CP	8,5	13,2	17,6
Puterea motorului cupei la 6 bar	CP	8,5	13,2	17,6
Presiunea aerului comprimat de alimentare	bari	4—6	5—7	5—7
Viteza de deplasare	m/s	1,2	1,2	1,0
Ridicarea silozului		Pneumatic	Pneumatic	Pneumo-hidraulic
Lungime, L	mm	2960	2660	3570
Lăţime, B	mm	1430	1755	2170
Înălţimea maximă, H_1	mm	2085	2200	2680
Înălţimea de descărcare, C	mm	460	320	650
Ampatamentul, A	mm	900	1004	1200
Masa netă	kg	2500	3590	7240

În România se fabrică trei tipuri de autoîncărcătoare ale căror caracteristici rezultă din tabelul XIX.23.

În categoria maşinilor cu cutie glisantă intră cele la care silozul nu se răstoarnă, golirea lui făcîndu-se cu o lamă mobilă acţionată hidraulic.

Maşinile cel mai des folosite din această grupă sînt cele la care cupa realizează şi rolul de siloz. Lipsindu-le silozul, aceste maşini, grupate după simbolurile LHD (lead-haul dump), se pot construi cu înălţimi mai mici. Cupa acestor maşini se înfige în material cu o forţă de circa 50—250 kN, apoi este ridicată la nivelul şasiului unde se poziţionează hidraulic pe timpul transportului pînă la locul de descărcare. Descărcarea cupei se poate face în orice mijloc de transport, frontal sau lateral. Gama acestor maşini este diversificată, ele avînd capacitatea cupei de 1—20 t şi rampa maximă de încărcare pe front 25—30°. În fig. XIX. 52 este redat tipul GHH—LF—7,1.

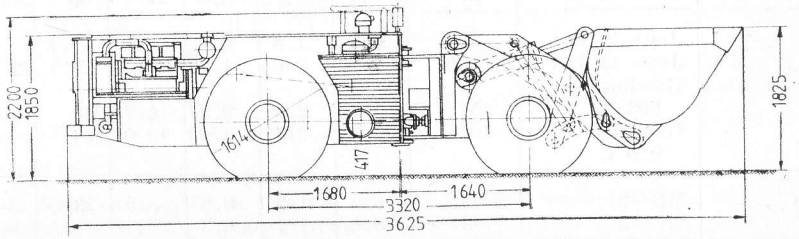


Fig. XIX.52. Maşină de încărcat şi transportat cu cupă siloz GHH—LF—7,1.

Încărcarea rocii cu maşini cu acţiune continuă. Pentru încărcarea rocilor afînate şi cu grad de sfărîmare avansat s-au construit maşini de încărcat cu acţiune continuă.

Maşinile de încărcat cu braţe laterale (fig. XIX.53) sînt formate dintr-un jgheab lopată sau rampă de încărcare, un scurt transportor cu roclete şi două braţe laterale aşezate la marginea jgheabului. Braţele laterale execută mişcări alternative în formă de arce de cerc şi aduc materialul derocat pe jgheab, de unde este preluat de lanţul cu raclete care deversează în mijlocul de transport. Întregul ansamblu este autopropulsat pe şenile sau pe calea ferată.

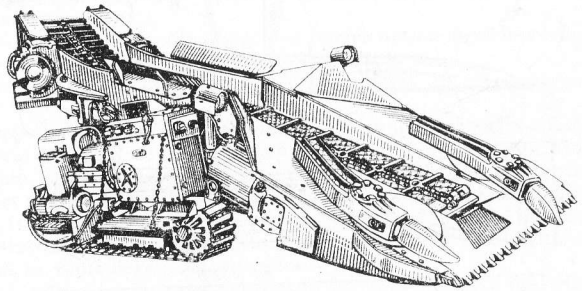


Fig. XIX.53. Maşină de încărcat cu braţe laterale.

Caracteristicile tehnice ale acestor maşini rezultă din tabelul XIX.24.

Unele maşini de încărcat cu braţe laterale sînt prevăzute cu dispozitive pentru umezirea rocii.

Tabelul XIX.24

Caracteristicile maşinilor de încărcat cu braţe laterale

Ţara	Tipul	Productivitatea [m³/min]	Lungimea în poziţie de lucru [m]	Lăţimea [m]	Înălţimea [m]	Greutatea [10⁴·N]	Puterea motoarelor [kW]	Viteza de deplasare [m/min]
U.R.S.S.	GNL—30	0,5	6,5	1,0	2,0	3,1	10,8	11,7
	UP—2	2,0	8,3	2,2	2,4	5,0	15,2	21,0
	PNB—2	2,0	7,8	1,8	2,9	11,8	65	9,2
	PNB—3 M	3,0	8,1	1,95	3,0	26,5	108	200
S.U.A.	Joy—18 BU	3,0	7,2	1,8	0,8	8,2	19,1	—
	Joy—18 HR	6,0	7,6	2,0	1,7	16,8	76,1	12—30
	Goodman 968—2	15	7,5	2,5	0,97	16,7	240	30
	Goodman 970 L	10	7,7	2,4	0,68	12,0	164	30
Anglia	MC—2	3	6,4	1,5	0,8	5,5	23	—
	MC—3	3	8,6	1,7	0,8	—	—	—
Cehoslovacia	NJ—8	1,3	7,6	1,8	1,6	5,5	20	—

Maşinile de încărcat de timp lopată oscilantă supranumite *cioc de raţă* constau dintr-un scoc oscilant — lărgit la bază sub forma unei lopeţi — care pătrunde în cărbune (sau nisipuri) şi prin mişcări oscilante îl deplasează în sus (fig. XIX.54).

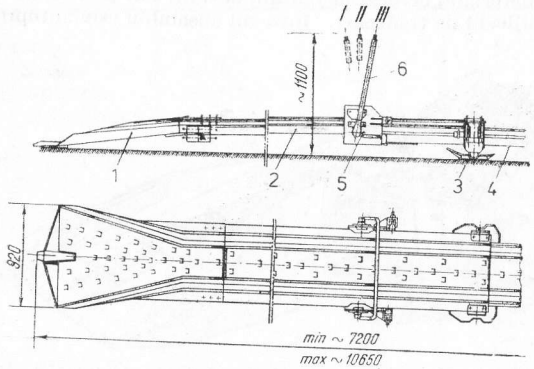


Fig. XIX.54. Schema de principiu a maşinii de încărcat tip lopată oscilantă (cioc de raţă):

1 — lopată; *2* şi *4* — jgheaburi; *3* — sabot de alunecare; *5* — dispozitiv de avans; *6* — manetă de comandă.

Maşinile de încărcat cu discuri în consolă (fig. XIX.55) au organul de încărcare format din două discuri rotative, cu renuri radiale, care se rotesc fiecare pe un braţ. Braţele se înfig în roca excavată, iar discurile aduc materialul pe un transportor cu bandă sau cu raclete care deversează într-un vagonet.

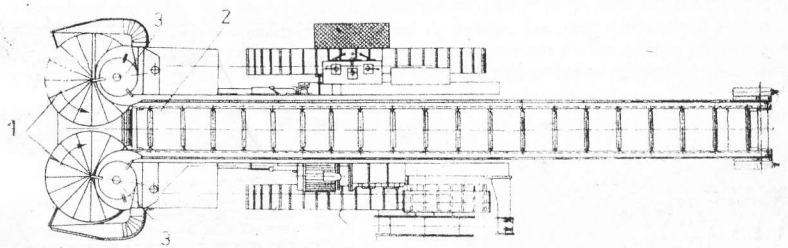


Fig. XIX.55. Maşina de încărcat cu discuri rotative:

1 — discuri freză cu nervuri radiale; *2* — transportor; *3* — tobe de ghidare montate excentric; *4* — şenile.

În afară de maşinile de încărcat amintite s-au mai imaginat şi alte tipuri ca de exemplu cele *cu sapă, cu lanţuri şi raclete în consolă* sau *cu rotor şi cupe* care încă nu au depăşit stadiul de cercetare.

Pentru prevenirea uzurii anormale a pieselor unei maşini de încărcat se iau măsuri constînd în: efectuarea corectă a rodajului în sarcină; asigurarea ungerii corespunzătoare; examinarea zilnică de către persoana care lucrează pe maşină; examinarea săptămînală de către personal specializat şi controlul general o dată la 3—6 luni, cu verificarea performanţlor maşinii.

La aceste controale se verifică starea tehnică a maşinii, se execută reglarea şi consolidarea unor piese şi se fac reparaţiile mărunte.

La intervale de 6 luni — 1 an fiecare maşină trebuie să fie planificată în reparaţie curentă la atelierul minei.

După una sau două reparaţii curente, fiecare maşină se planifică în reparaţie capitală la un atelier specializat.

Maşinile de încărcat acţionate electric se repară numai după întreruperea alimentării cu energie electrică.

Exploatarea maşinilor de încărcat se face numai de către persoane instruite şi autorizate.

Nu se începe încărcarea pînă cînd roca nu este umezită pentru combaterea prafului. În timpul încărcării frontul de lucru trebuie să fie iluminat corespunzător, iar în raza de acţiune a maşinii nu va fi admisă nici o persoană. Cablurile de alimentare cu energie electrică (sau aer comprimat) se suspendă pe stîlpi, neadmiţîndu-se tragerea lor pe vatră mai mult de 5—10m. Cuplarea şi decuplarea vagonetului de maşină se face după ce aceasta a fost oprită. Maşinile care prezintă defecţiuni, mai ales la instalaţiile electrice, nu vor fi utilizate pînă la remedierea defecţiunilor.

În general, introducerea unei noi maşini de încărcat este însoţită de instrucţiuni pentru întreţinere şi exploatare, care vor fi însuşite de toţi cei ce lucrează cu ea.

2.3.4.2. **Evacuarea rocii din frontul de lucru.** Una din operaţiile auxiliare care pretinde efort fizic mare şi influenţează hotărîtor durata încărcării rocii este schimbarea succesivă a vagonetelor încărcate cu cele goale.

Cele mai uzuale amenajări și instalații pentru schimbarea vagonetelor în timpul încărcării rocii din front sînt : *dublațiile căii ferate* și *instalațiile de transbordare.*

În galeriile simple se folosesc dublațiile cu macaz închis (*a*), macaz deschis (*b*), placă mobilă fără șine (*c*) și placă mobilă cu două macaze (*d*) așa cum se observă din fig. XIX.56.

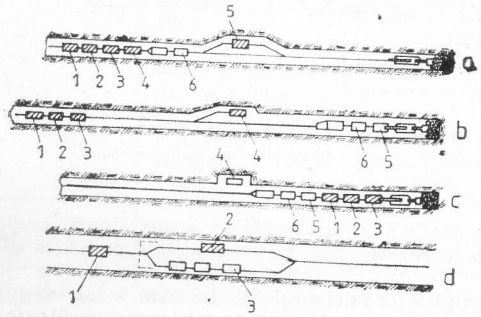


Fig. XIX.56. Schemele de schimbare a vagonetelor în timpul săpării galeriilor simple.

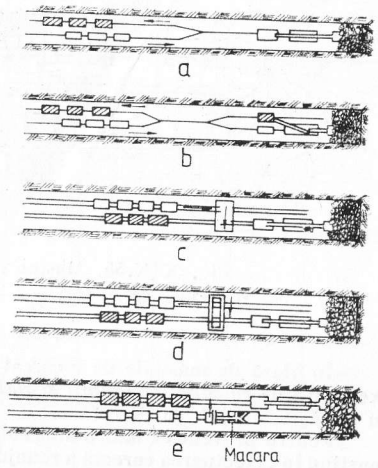


Fig. XIX.57. Scheme de dispozitive de manevrarea vagonetelor pe timpul încărcării cu o singură mașină în galeriile duble.

În galeriile duble, dacă încărcarea se face cu o singură mașină de încărcat (fig. XIX.57) se pot executa amenajări : cu o singură linie ferată în front (*a*) ; dublație mobilă în front (*b*) ; cu placă de manevră (*c*) ; cu macaz pe role (*d*) sau se pot folosi scheme de transbordare suprasol cu marca (*e*) sau cu pod transbordor.

În cazul încărcării simultane cu două mașini, se poate utiliza placa de manevră cu macaz dublu (fig.XIX. 58).

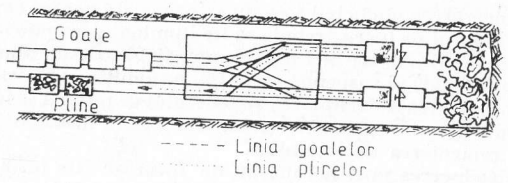


Fig. XIX.58. Schema de manevrare a vagonetelor la încărcarea rocii din frontul unei galerii cu două mașini de încărcat.

La folosirea oricăreia din aceste scheme durata schimbării vagonetelor este mare. Pentru reducerea timpului de încărcare și evacuare a rocii este indicat să se folosească mașinile de încărcat cu benzi în consolă și vagonete de mare capacitate tractate mecanic, trenuri siloz, autovehicule fără șine sau benzi de transport.

Trenul siloz se compune dintr-un număr de vagonete la care lipsesc pereții frontali, astfel că șirul de vagonete formează un siloz pe roți (fig. XIX.59). Cuplarea vagonetelor se face prin articulații care permit înscrierea în curbe. Un lanț cu raclete asigură deplasarea materialului din punctul în care deversează mașina de încărcat, pentru umplerea la capacitatea întregului siloz. Același lanț asigură descărcarea silozului pe roți în locul dorit.

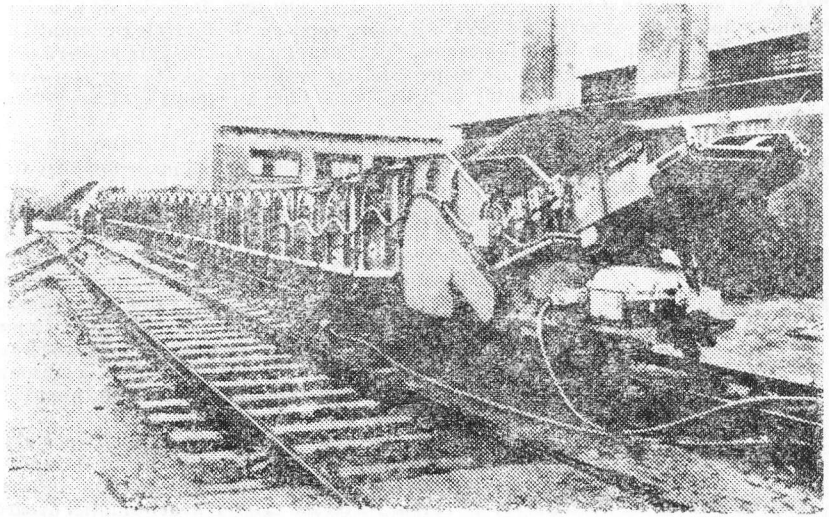


Fig. XIX.59. Trenul siloz.

Principalele avantaje ale introducerii trenurilor siloz în fluxul tehnologic la săparea galeriilor constau în : reducerea timpului pentru manevre ; efectuarea încărcării și evacuării într-o singură repriză ; creșterea de 3—6 ori a productivității la încărcare și de peste două ori a vitezei medii de săpare.

Vagonetul navetă automotor este acționat de un motor electric (pentru distanțe mici) sau diesel. Pe un șasiu rigid are o benă care la partea inferioară este echipată cu un transportor de încărcare-descărcare.

Dumperul cu benă telescopică se descarcă fără ridicarea benei, cu ajutorul unei plăci de curățire acționată de doi cilindri hidraulici.

Se observă că sînt multiple căutări motivate de interesul crescînd pentru modernizarea transportului subteran, deoarece este o operație grea, obositoare și cauza multor accidentări. Transportul subteran trebuie să devină o preocupare centrală a fiecărei exploatări miniere pentru rezolvarea la nivel tehnic superior a următoarelor probleme : sistematizarea traseelor de transport ; alegerea celor mai adecvate mijloace de transport din cele existente ; introducerea unor noi mijloace de transport mai perfecționate și îmbunătățirea organizării circulației în subteran.

2.3.5. SUSŢINEREA GALERIILOR

Scopul şi condiţiile care trebuie să le satisfacă susţinerea minieră. Susţinerea minieră are rolul de a limita deformaţiile pe care tensiunile, din masiv, tind să le producă în rocile înconjurătoare excavaţiilor subterane şi de a preveni pătrunderea rocilor în interiorul lucrărilor miniere, cu scopul de a menţine spaţiul excavat pe durata de existenţă a lucrării.

Pentru a îndeplini acest rol, susţinerea minieră trebuie să satisfacă o serie de condiţii tehnice şi economice. Din punct de vedere *tehnic* susţinerea trebuie să fie rezistentă, stabilă, construită din materiale cu durată mare de serviciu, să nu prezinte pericol de incendiu, sau de viciere a atmosferei de mină şi să se adapteze formelor de manifestare a presiunii miniere (v. şi secţiunea XVI. Mecanica rocilor). În limitele deformaţiei susţinerii au loc deformaţii ale lucrării miniere. Spre exemplu într-o lucrare minieră orizontală rocile din tavan au tendinţa de încovoiere, iar susţinerea încetineşte încovoierea acoperişului. În astfel de cazuri rolul susţinerii va fi bine îndeplinit dacă rigiditatea ei este mare.

În cazul unor deformaţii mari ale rocilor înconjurătoare aceste deformaţii nu pot fi oprite cu o susţinere rigidă ci numai cu o susţinere elastică care îşi poate modifica forma şi dimensiunile fără a-şi pierde capacitatea portantă.

În practică este foarte important ca lucrările miniere să se susţină cît mai repede după executarea lor, pentru a nu permite dezvoltarea în timp a deformaţiilor, care ar putea înrăutăţi mult condiţiile de lucru ale susţinerii. După montarea susţinerii, presiunea rocilor asupra ei creşte destul de repede apoi creşte treptat, iar după un timp se stabilizează, aşa cum se observă din fig. XIX.60. Ramura înclinată a curbei a corespunde încovoierii rocilor (umflării), iar a doua parte, b, corespunde procesului de formare a fisurilor în timpul creşterii treptate a încovoierii.

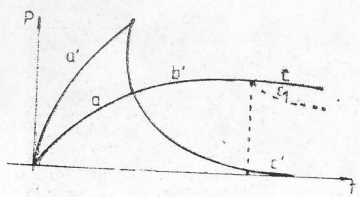


Fig. XIX.60. Presiunea minieră primară şi secundară.

Trecerea curbei $a - b$ în partea c sau c_1 corespunde transformării presiunii primare în presiune secundară (stabilizată) sub influenţa căreia încetează creşterea deformaţiei deoarece fisurarea acoperişului încetează prin formarea bolţii de surpare.

Curba $a-b-c-$ corespunde pentru rocile plastice. Pentru rocile elastice corespunde curba $a' - c'$, iar pentru rocile friabile curba are o alură mai lină.

În lipsa susţinerii pe timpul manifestării presiunii primare pot apărea fisuri sau chiar surpări ale rocilor din tavan.

Dacă nu este posibil să se construiască de la început susţinerea proiectată (definitivă) atunci se montează mai întîi o susţinere provizorie, de preferinţă recuperabilă.

Din punct de vedere *economic* susţinerea minieră trebuie să utilizeze materiale uşor de procurat, să aibă un preţ scăzut, să ocupe un volum mic, să opună o rezistenţă aerodinamică redusă şi să reclame cheltuieli de întreţinere cît mai mici.

Susţinerea cu lemn. Lemnul este un material de susţinere tradiţional care se prelucrează uşor. La susţinerea galeriilor se întrebuinţează îndeosebi lemnul rotund de stejar, ulm şi salcîm.

Principalele proprietăţi ale esenţelor de lemn sînt redate în tabelul XIX.25.

Lemnul este un material valoros cu multiple întrebuinţări, însă pentru sectorul minier prezintă o serie de neajunsuri cauzate de defectele lui şi anume : neregularitatea

Tabelul XIX.25

Caracteristicile fizico-mecanice ale unor esenţe de lemn utilizate la susţinerea minieră

Esenţa	Direcţia	Densitatea [kg/m³]	Contracţia medie	Modulul de elasticitate mediu [daN/cm²]	Rezistenţa la compresiune [daN/cm²]	Rezistenţa la tracţiune [daN/cm²]	Rezistenţa la încovoiere [daN/cm²]	Rezistenţa la forfecare [daN/cm²]	Rezilienţa [daN/cm²]
Molid	*l*	470	7,8	110 000	130	900	660	67	0,50
	r		3,6	5 500	58	27		260	
Pin	*l*	520	7,0	120 000	470	1040	870	100	0,70
	r		4	4 600	77	30			
Brad	*l*	450	7,6	110 000	400	840	620	50	0,60
	r		3,8	4 900	42	23		275	
Stejar	*l*	690	7,8	130 000	540	900	910	110	0,75
	r		4	10 000	105	40		320	
Salcîm	*l*	770	6,9	136 000	590	1 475	1200	160	1,14
	r		4,4		130	43			
Fag	*l*	730	11,8	160 000	520	1 350	1050	80	0,80
	r		5,3	15 400	90	70		340	
Ulm	*l*	680	8,3	110 000	410	800	700	70	—
	r		4,6		100	40		250	
Carpen	*l*	830	11,5	130 000	660	1 070	1070	85	0,80
			6,8					320	

l — longitudinal ; *r* — radial.

structurii (noduri, crăpături, curburi); diferenţe mari de secţiuni între capetele trunchiului; durata mică de serviciu; pericol de aprindere; vicierea atmosferei de mină prin putrefacţie; recuperare scăzută după montare; rezistenţa specifică relativ mică ş.a.

Mărirea rezistenţei lemnului la foc se realizează prin spoirea cu lapte de var, sticlă solubilă, argilă, torcret sau un amestec de sulfură de amoniu şi gips.

Susţinerea cu lemn ocupă o mare parte din secţiunea de săpare a lucrării miniere, iar din punctul de vedere al lucrului susţinere-rocă pe durata de serviciu este oneroasă.

În funcţie de mărimea şi formele de manifestare a presiunii miniere, susţinerea galeriilor cu lemn se poate realiza în mai multe variante constructive.

Susţinerea cu *grindă rezemată* în scobituri executate în pereţi (fig. XIX.61) se aplică în galerii executate în roci neomogene (galerii direcţionale pe filoane), cînd tavanul trebuie susţinut, iar rocile din pereţi au rezistenţă şi stabilitate mare.

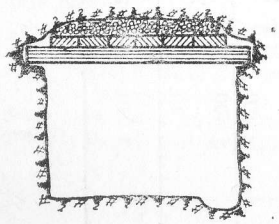


Fig. XIX.61. Susţinerea galeriei cu tropane.

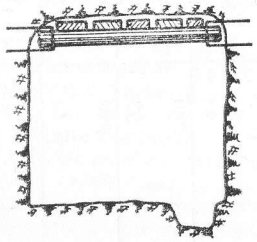


Fig. XIX.62. Susţinerea galeriei cu tropane rezemate pe suporţi metalici.

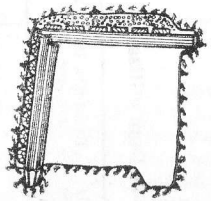


Fig. XIX.63. Susţinerea galeriei cu grindă la tavan rezemată pe un stîlp şi o pilugă.

Întrucît în roci foarte tari şi compacte execuţia scobiturilor este o operaţie grea şi costisitoare, acestea s-au înlocuit cu suporţi metalici ancoraţi în 2—3 găuri de mină perforate în pereţi (fig. XIX.62).

Dacă unul din pereţii galeriei este nestabil atunci se poate aplica o construcţie de lemn compusă din *grindă rezemată la un capăt* în rocă, iar în celălalt capăt (spre peretele nestabil) pe un stîlp de lemn (fig. XIX 63).

În cazul cînd intervin forme complexe de manifestare a presiunii, atît din tavan cît şi din pereţii galeriei, susţinerea din lemn se construieşte sub formă de cadru incomplect, compus dintr-o *grindă care se reazemă pe doi stîlpi*, avînd forma trapezoidală sau dreptunghiulară (fig. XIX.64).

Dacă galeria se sapă în roci care exercită presiuni şi din vatră atunci cadrul de lemn se completează cu o grindă montată la talpă ei (vol. II, fig. XI.36, secţ. Explorarea prin lucrări miniere.

Susţinerea cu lemn rotund avînd diametre de 18—26 cm se realizează în cîmpuri de 0,6—1 m sau în deşis, după monografii de armare care conţin date referitoare la rocile înconjurătoare, dimensiunile elementelor de susţinere, distanţa între cadre, felul îmbinării între grindă şi stîlp ş.a.

Întrucît lemnul are durata de serviciu redusă, susţinerea cu lemn reclamă un volum mare de întreţinere, care constă în înlocuirea cadrelor rupte sau putrede cu alte

cadre din lemn sănătos. Aceasta se execută după prealabilă întărire a cadrelor vecine cu stîlpi provizorii.

Cînd se fac calcule pentru dimensionarea grinzii de susţinere, aceasta se consideră simplu rezemată pe două reazeme, la o distanţă egală cu deschiderea lucrării 2 a (distanţa între stîlpi), supusă unei sarcini egală cu greutatea rocilor din interiorul bolţii de surpare.

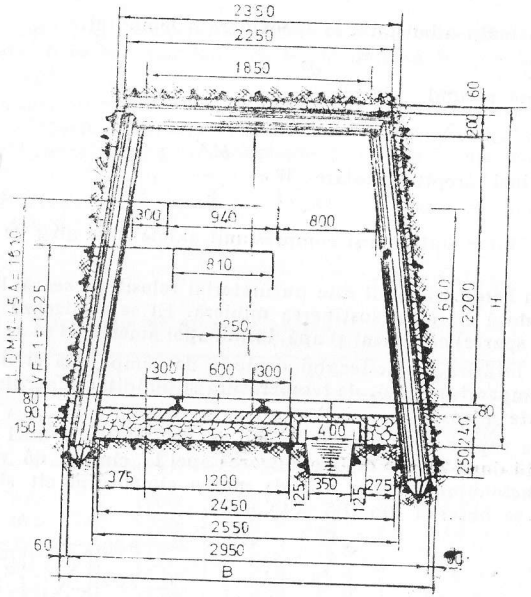


Fig. XIX.64. Galerie simplă susţinută cu cadre de lemn $GSL_t - 4,8$.

Momentul încovoietor maxim — la mijlocul grinzii — va fi:

$$M = \frac{5}{16} \cdot P_t \cdot l \quad [\text{daN} \cdot \text{cm}] \tag{2.93}$$

unde: P_t este presiunea rocilor din tavan, daN/m;

$$P_t = \frac{4}{3} \cdot \frac{a^2}{f} \cdot \gamma \tag{2.94}$$

a — semideschiderea lucrării miniere, m;

f — coeficientul de tărie a rocilor după *M. M. Protodiakonov*;
γ — greutatea volumetrică a rocilor din acoperiş, daN/m³;
l — distanţa între armături sau pasul de susţinere, cm.

Secţiunea grinzii se determină din expresia modulului de rezistenţă W al acesteia.

$$W = \frac{M}{\sigma_i} \tag{2.95}$$

în care σ_i este rezistenţa admisibilă la încovoiere a lemnului.

— pentru lemn rotund $W = \dfrac{d^3}{32}$ (2.96)

— pentru grinzi dreptunghiulare $W = \dfrac{bh^2}{6}$ (2.97)

Stîlpii de susţinere sînt supuşi compresiunii axiale şi se aleg de acelaşi diametru cu grinda.

Susţinerea cu beton. Betonul este un material folosit pe scară largă atît la construcţiile de suprafaţă cît şi la susţinerea minieră. El se realizează amestecînd nisip, pietriş (s-au piatră spartă) cu ciment şi apă, lăsînd apoi amestecul să se întărească.

Perioada de întărire a amestecului depinde de compoziţia şi fineţea cimentului, de cantitatea şi temperatura apei, de temperatura şi umiditatea aerului, putînd fi influenţată prin diferite adaosuri.

Rezistenţa la rupere prin compresiune — în daN/cm² — a unei probe de mortar de ciment încercată după 28 zile de la adăugarea apei la ciment dă marca cimentului.

Rezistenţa betonului depinde atît de marca cimentului cît şi de cantitatea de ciment, aşa cum se observă din fig. XIX.65.

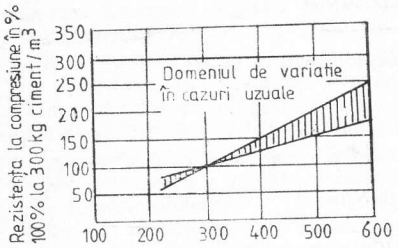


Fig. XIX.65. Diagrama rezistenţei betonului în funcţie de dozajul de ciment.

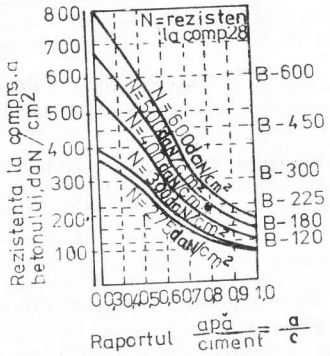


Fig. XIX.66. Rezistenţa betonului în funcţie de raportul apă : ciment.

După proporţia cimentului în compoziţia lor se disting: *betoane grase*, care au peste 250 kg de ciment la 1 m³ de beton; *betoane mijlocii* şi *betoane slabe* care au sub 200 kg ciment la 1 m³ de beton.

După cantitatea de apă folosită la prepararea lor, betoanele se clasifică în: *uscate*, care au sub 6,5% apă; *plastice*, cu 6,5 — 8% apă; *turnate*, cu peste 8% apă.

Raportul între cantitatea de apă şi ciment trebuie să fie cît mai mic, pentru că astfel betonul se realizează cu o densitate şi rezistenţă mai mare, aşa cum se observă din fig. XIX.66.

O importanţă mare o are *omogenitatea betonului*, care se realizează prin amestec mecanic în betoniere. Este recomandabil ca betonierele să fie prevăzute cu dozatoare pentru agregate şi apă.

Îndesirea (compactizarea) betoanelor este de asemenea importantă pentru obţinerea unei rezistenţe sporite. Această operaţie se realizează cu ajutorul vibratoarelor mecanice la betoanele turnate sau prin tehnologia de punere în operă la betoanele proiectate.

Pentru atingerea rezistenţelor din fig. XIX.66 proporţiile de amestec pentru 1 m³ beton sînt date în tabelul XIX.26.

Tabelul XIX.26

Proporţiile de amestec pentru 1 m³ beton

Necesar		Raport de amestec	
ciment [kg]	agregate uscate [kg]	volumetric	gravimetric
500	1600	1 : 2...2,4	1 : 3,2
400	1720	1 : 2,7..3,2	1 : 4,3
350	1780	1 : 3,2...3,8	1 : 5,1
300	1830	1 : 3,8...4,6	1 : 6,1
240	1870	1 : 4,9...5,8	1 : 7,8
200	1920	1 : 6...7,2	1 : 9,6

Rezistenţa şi priza betonului mai pot fi modificate prin: adăugarea diferitelor substanţe pentru mărirea densităţii betonului, reglarea prizei (acceleratori sau încetinitori de priză), majorarea porozităţii betoanelor supuse îngheţului ş.a.

Susţinerea cu beton se aplică la construcţiile miniere cu durată mare de serviciu, amplasate în zone unde nu apar presiuni dinamice şi în afara zonei de influenţă a abatajelor.

La susţinerea cu beton profilul final al lucrării miniere se alege boltit, astfel încît betonul să preia preponderent sarcini de compresiune, întrucît rezistenţa lui la întindere este redusă.

În lucrările cu presiuni din tavan, profilul cel mai frecvent este cu pereţi drepţi şi tavan boltit, aşa cum este cel redat în fig. XIX.67.

În lucrările miniere amplasate la adîncimi mari sau în formaţiuni geologice care dau naştere la presiuni multilaterale se recomandă susţinerea cu beton avînd profil

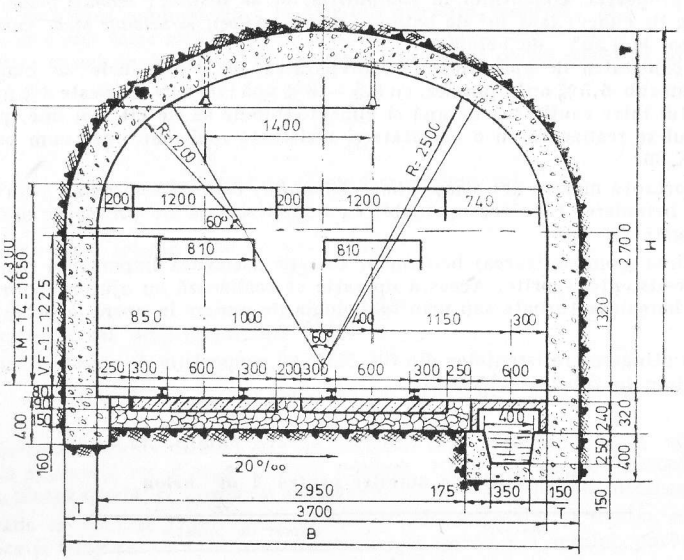


Fig. XIX.67. Galerie dublă betonată (GDB_{3a} — 9,0) avînd bolta cu 3 centre.

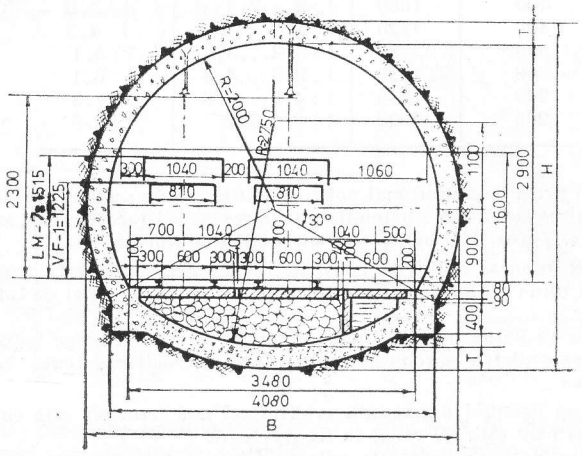


Fig. XIX..68. Galerie dublă betonată cu radier.

circular, eliptic sau potcoavă şi vatra zidită ori betonată, aşa cum se observă şi din fig. XIX.68.

Punerea în operă a betonului folosit la susţinerea minieră se face prin turnare în spatele unui cofraj sau prin proiectarea directă pe conturul lucrării, fără a mai utiliza cofrajul.

Pentru *betonarea cu cofraj* fazele principale sînt construirea cofrajului, turnarea betonului şi decofrarea.

Cofrajul se compune din cintre de lemn sau metal aşezate în cîmpuri de 0,8—1 m, peste care se pun scînduri de brad de 1 în sau tablă neagră de 3—6 mm.

Utilizarea cofrajelor metalice refolosibile asigură: reducerea consumului de cherestea, creşterea de 3—4 ori a productivităţii muncii şi reducerea la jumătate a cheltuielilor de realizare a cofrajului.

Construcţia cofrajelor metalice mobile este astfel concepută încît să asigure, în timp scurt, montarea şi demontarea.

Cofrajele se montează pe un cărucior prevăzut cu cricuri hidraulice pentru manevrarea părţilor sale componente.

În fig. XIX.69 este redat schematic un cofraj metalic mobil pentru betoarea galeriilor circulare.

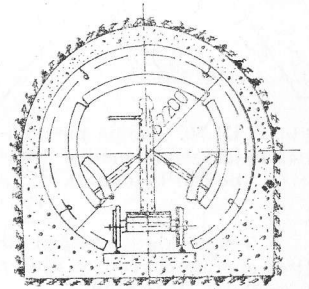


Fig. XIX.69. Cofraj metalic mobil.

Acolo unde nu se pot ajunge în posesia unui astfel de cofraj se pot confecţiona cofraje metalice recuperabile constînd din cadre metalice şi bandaje din tablă de 3 mm care se montează între cadre, astfel ca profilul exterior al cadrelor şi bandajelor să fie neted.

Betonul, care se toarnă manual sau mecanic între suprafaţa exterioară a cofrajului şi rocă, poate fi preparat la faţa locului sau la o staţie centrală de preparare a betonului.

Betonarea manuală asigură o viteză de susţinere de 20—30 m/lună productivitate de circa 0,5 m^3 beton/post şi necesită cheltuieli de 400—500 lei/m^3 beton pus în operă.

În scopul creşterii vitezei şi productivităţii la betonare s-au conceput şi s-au introdus pompe pentru refularea betonului în spatele cofrajului care sînt de mai multe tipuri:

— pompe cu piston electrohidraulice de tipul PK — 20 şi PT — 15 introduse de firma Torkret din R.F.G.;

— pompe pneumatice cu o singură cameră pentru transportul betonului gata preparat, cum sînt tipurile BSM—606, Lancy, MTD—1 (Baia Mare);

— pompe pneumatice bicamerale pentru transportul agregatelor uscate şi umezirea lor la locul de turnare.

În lucrările miniere cea mai mare răspîndire o au pompele pneumatice de tip *Lancy* (fig. XIX.70), constituite dintr-un rezervor metalic cu capacitatea de 250—1 000 l, prevăzut la partea superioară cu o pîlnie de alimentare, *1*, cu capac de închidere *2* manevrat prin intermediul unei pîrghii simple, *3*, iar la partea inferioară cu un ştuţ de evacuare conic, *4*, şi conducte de transport *5*.

Sub presiunea aerului comprimat betonul este împins spre conducta de evacuare. La baza recipientului se mai injectează suplimentar aer comprimat care asigură transportul pe conductă pînă la distanţe de 200—300 m.

Pentru uşurinţa deplasării pompa se montează pe un şasiu metalic cu roţi printr-un schelet de fixare *6*.

Betonarea fără cofraje se realizează prin proiectarea mortarului de ciment sau a betonului direct pe conturul lucrării, în una sau mai multe faze.

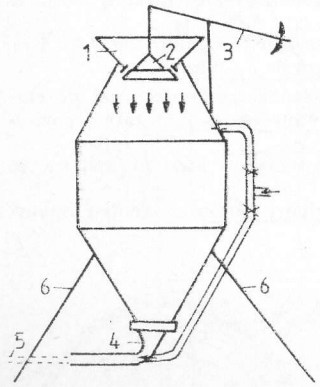


Fig. XIX.70. Pompa pneumatică unicamerală pentru transportul betonului.

Mortarul de ciment şi betonul proiectat *izolează* rocile de acţiunea agenţilor atmosferici, *consolidează* rocile de pe conturul lucrării făcîndu-le să lucreze ca un zid continuu la sarcinile pe care le transmit celelalte roci înconjurătoare şi *susţine* respectiv opreşte pătrunderea rocilor în interiorul profilului lucrării.

Torcretarea este procesul de proiectare a mortarului de ciment gras pe suprafaţa profilului lucrării miniere.

Cimentul folosit la torcretare trebuie să fie de calitate superioară şi dozat în funcţie de granulaţia nisipului în raport 1 :2 . . . 1 :4.

Raportul apă ciment se reglează în timpul lucrului şi are valori de 0,3—0,35.

Nisipul pentru torcretare şi pietrişul pentru betonare fără cofraje trebuie să conţină particule de diferite dimensiuni, dozate corespunzător pentru a obţine un consum raţional de ciment şi o rezistenţă mare a betonului proiectat.

În fig. XIX.71 sînt redate două curbe granulometrice pentru agregate (nisip şi pietriş) utilizate la formarea amestecurilor pentru mortare şi betoane proiectate cu agregate de 7 şi 5 mm diametru.

Tehnologia torcretării include următoarele complexe de operaţii : copturirea, curăţirea suprafeţei rocii cu ajutorul unui jet de aer comprimat sau apă, umectarea rocii şi proiectarea betonului.

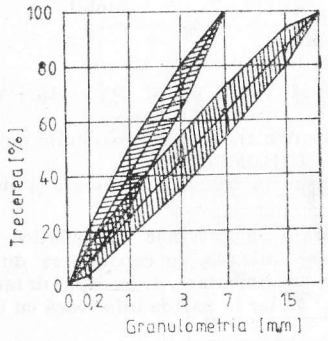


Fig. XIX.71. Curbe granulometrice pentru mortare şi betoane.

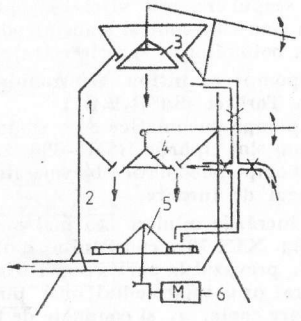


Fig. XIX.72. Pompă pneumatică bicamerală pentru transportul betonului.

Proiectarea amestecului se realizează cu ajutorul maşinilor de torcretat care împing amestecul pe un furtun pînă la duza de proiectare.

Maşinile de torcretat pot fi cu acţiune continuă sau discontinuă, pentru amestec uscat cînd apa se adaugă la duza de proiectare, sau pentru amestec gata preparat.

Maşinile de torcretat cu acţiune discontinuă nu diferă de pompa pneumatică pentru betonare descrisă anterior.

O maşină de torcretat cu acţiune continuă (fig. XIX.72) constă din două camere *1* şi *2* cu capace de etanşare *3* şi *4*, astfel că în timp ce se evacuează materialul din camera inferioară, camera superioară poate fi încărcată

La baza camerei inferioară se află un dozator *5* format dintr-un rotor cu buzunare acţionat de un motor pneumatic sau electric *6*, care reglează trimiterea amestecului pe furtunul de transport pînă la duza de proiectare unde amestecul este umezit cu apă, sub presiune. Aceste maşini de torcretat s-au construit într-o mare varietate. La noi în ţară primele maşini realizate în cadrul combinatului minier Baia Mare au primit numele de MTC—1 şi MTC—2 cu productivităţi de 3—6 m³ beton proiectat pe oră.

Un alt tip de maşină de torcretat cu acţiune continuă este cu melc vertical sau orizontal, tip Aliva BS—12 sau MTG — 22, construită de „UNIO" Satu Mare (fig. XIX.73).

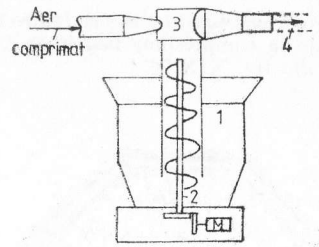


Fig. XIX.73. Pompă de beton electro-pneumatică cu dozator helicoidal vertical.

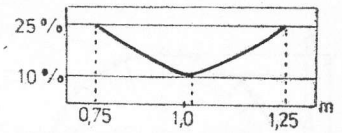


Fig. XIX.74. Valoarea (%) ricoşeului la diferite distanţe între duză şi rocă.

Amestecul pregătit separat este încărcat continuu în cuva *1* de unde cade la baza cuvei şi este preluat de un ax melcat *2* şi ridicat pînă la capul de refulare *3*, de unde este preluat de aerul comprimat şi trimis pe conducta de transport *4* spre duza de proiectare, unde primeşte apa necesară prizei.

Duza de proiectare montată la capătul furtunului este prevăzută cu orificii pentru injectarea apei sau a aerului comprimat.

Presiunea apei se recomandă să fie mai mare cu 1—1,5 at decît presiunea aerului comprimat.

Pentru ca ricoşeul amestecului pe vatra lucrării să fie minim, proiectarea materialului trebuie să se facă sub unghi cît mai apropiat de 90° de suprafaţa rocii, menţinînd duza la circa 1 m de rocă, distanţă la care valoarea ricoşeului betonului este minimă (fig. XIX.74).

Susţinerea cu prefabricate zidite a lucrărilor miniere orizontale are o mare extindere atît în minele de minereuri cît şi în cele de cărbuni. Elementele prefabricate pentru zidire sînt bolţarii sau betonitele (fig. XIX.75) avînd formă *paralelipipedică* pentru zidiri

drepte (pereţi), sub formă de *pană* pentru bolţi de galerii, rostogoluri şi puţuri sau au formă specială pentru galeriile circulare susţinute în inele de bolţari.

Tehnologia de susţinere cu zidărie de bolţari este analoagă celei cu beton turnat. După susţinerea vetrei se trece la montarea cintrelor, a cofrajelor, iar apoi la zidirea bolţarilor. Bolţile se zidesc pe tronsoane scurte de 0,2—0,3 m, deoarece este necesară atenţie mare la închiderea lor şi la umplutura care trebuie aşezată în spatele zidăriei.

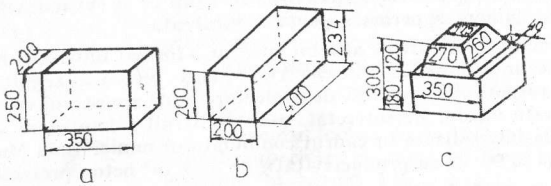


Fig. XIX.75. Bolţari de mină :
a — paralelipipedic ; *b* — pană ; *c* — special.

Pentru a realiza un oarecare grad de elasticitate a susţinerii cu zidărie, între bolţarî se pot intercala elemente compresibile cu rezistenţa la compresiune mai mică decît a lor (de ex. scînduri de lemn), aşa cum se observă din fig. XIX.76.

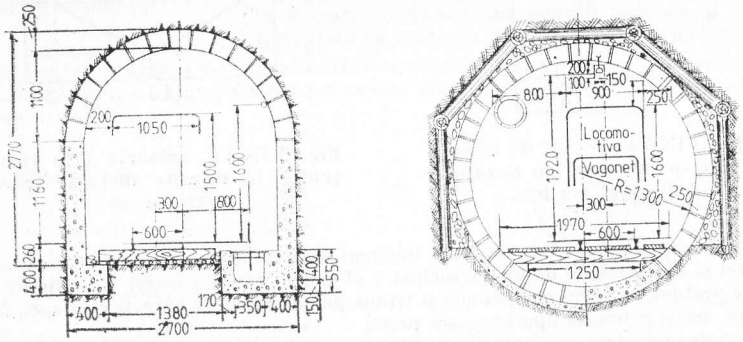


Fig. XIX. 76. Galerii simple susţinute cu bolţari.

Pentru dimensionarea susţinerii de beton se recomandă următoarele formule :
a) Pentru susţinerea cu *beton proiectat* :

$$d = \frac{4{,}4\ a}{3\sqrt{f}} \qquad (2.98)$$

b) Pentru susţinerea cu *beton turnat* şi *zidărie de beton* :

$$d = \frac{4{,}4\ a}{6\sqrt{K f}} \qquad (2.99)$$

unde : d este grosimea bolţii, cm ;
a — semideschiderea arcului de boltă, cm ;
K — rezistenţa admisibilă la compresiune a materialului pentru susţinere, daN/cm² ; $K = \frac{R_c}{c}$;
R_c — rezistenţa la compresiune a betonului, daN/cm² ;
c = 3...5 coeficient de siguranţă ;
f — coeficientul de tărie al rocii din tavan, egal (aproximativ) cu a suta parte din rezistenţa ei la compresiune ($\sigma_c/100$).

c) Pentru susţinerea cu *beton turnat* se recomandă şi următoarea formulă statistică :

$$d = 0{,}1 + 0{,}048\ a \quad [\text{m}] \qquad (2.100)$$

d) Pentru *susţinerea cu beton turnat sau proiectat* poate fi utilizată şi următoarea formulă practică :

$$d = \frac{25\ B}{3\sqrt{C f}} \qquad (2.101)$$

în care : C = 300...500 kg — cantitatea de ciment la 1 m³ beton ;
B — lăţimea lucrării miniere.

Cadrele prefabricate din beton armat se folosesc la susţinerea galeriilor în care presiunea minieră se dezvoltă la scurt timp după derocare. În acest scop s-au realizat cadre din 3, 4, 5 şi mai multe elemente drepte sau curbate de beton armat care se îmbină fie cap la cap, fie intercalîndu-se între capete bucăţi de lemn rotund atunci cînd se urmăreşte să aibă oarecare elasticitate (fig. XIX.77).

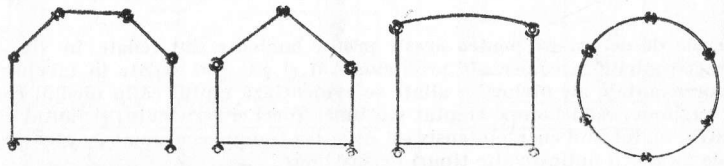


Fig. XIX.77. Scheme de susţinere cu cadre prefabricate din beton armat.

Cu aceste elemente se obţin productivităţi mari la susţinere dar cu toate acestea ele n-au o extindere prea mare întrucît sînt foarte grele şi pînă în prezent nu s-a reuşit mecanizarea complexă a montării lor.

Susţinerea metalică. Construcţiile de susţinere din oţeluri aliate de calitate superioară s-au extins destul de mult datorită avantajelor concretizate în : rezistenţă mare, grad de prefabricare ridicat, productivitate mare la montare, şi posibilităţi multiple de recuperare, recondiţionare şi refolosire.

Oţelurile pentru susţinerea lucrărilor miniere de deschidere şi pregătire au rezistenţă la rupere de 70—90 daN/mm²; limita de curgere de 52—62 daN/mm² şi se laminează sub diferite forme geometrice ca : I, U şină, dublu I, dublu T clopt, jgheab ş.a., avînd masa de 12,9—53 kg/m.

Cea mai mare răspîndire la susţinerea lucrărilor miniere o au profilele de tip clopot şi cele de tip jgheab, cunoscute sub denumrea de profile TH (Toussaint- Heintzmann).

În ţara noastră C.S. Hunedoara laminează profilele : AM—22 din OL—60, SG—18 şi SG—23 din oţel C—43, redate în fig. XIX.78.

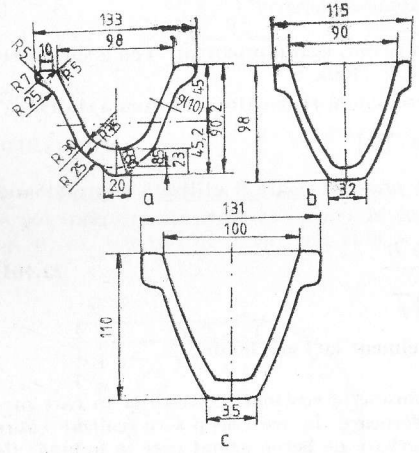


Fig. XIX.78. Profile din oţel pentru susţinerea galeriilor :
a — AM—22; *b* — SG—18; *c* — SG—23.

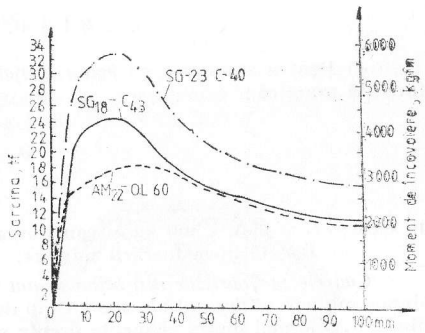


Fig. XIX.79. Curbele de deformare ale profilelor laminate.

Curbele de deformare pentru aceste profile laminate sînt redate în fig. XIX.79.

Caracteristicile mecanice ale profilelor AM şi SG sînt redate în tabelul XIX.27.

Ca dezavantaje ale oţelurilor aliate se evidenţiază faptul că în mediul corosiv din subteran ruginesc, reducîndu-şi treptat secţiunea (deci şi rezistenţa) şi faptul că, pentru ţara noastră, oţelul fiind energointensiv şi deficitar trebuie consumat cu atenţie şi numai acolo unde nu pot fi aplicate alte tipuri de susţinere.

Cadrele de susţinere din profile laminate se realizează din 2—4 elemente curbate sau mai rar drepte, care se asamblează la locul de montare cu ajutorul unor bride sau cu eclise şi şuruburi.

În funcţie de particularităţile constructive care condiţionează comportarea lor sub influenţa presiunii miniere, cadrele de susţinere din profile metalice pot fi *elastice* sau *rigide*.

Tabelul XIX.27

Caracteristicile profilelor metalice AM şi SG

Profilul	Secţiunea [cm²]	Masa [kg/m]	I_x [cm⁴]	W_x [cm³]	I_y [cm⁴]	W_y [cm³]
AM—22	27,40	21,5	195,4	43,1	290	44
SG—18	23,34	18,2	229,84	47	299,25	50,6
SG—23	29,90	23,30	379,0	67	461,1	71,3

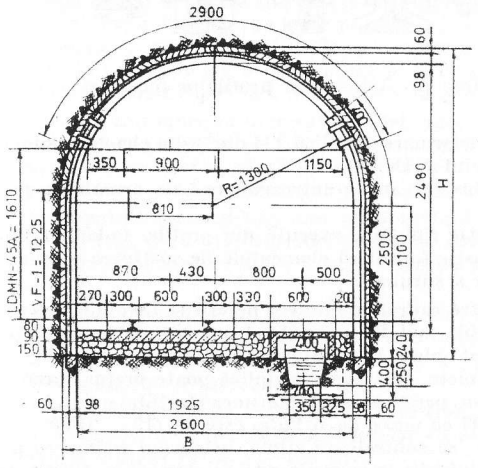
Susţinerile elastice se realizează din 2—3 elemente pentru galeriile cu tavan boltit şi din 4 elemente egale pentru galeriile cu profl circular.

În fig. XIX.80 şi XIX.81 sînt redate monografiile pentru două din profilele tipizate cu susţinere metalică : galeria simplă cu tavan boltit GSM_1 — 5,4 şi galeria simplă circulară GSM_c — 4.6.

Elementele cadrului de susţinere se suprapun pe o porţiune de 30—40 cm şi se strîng cu bride sau coliere, aşa cum se observă din fig. XIX.82.

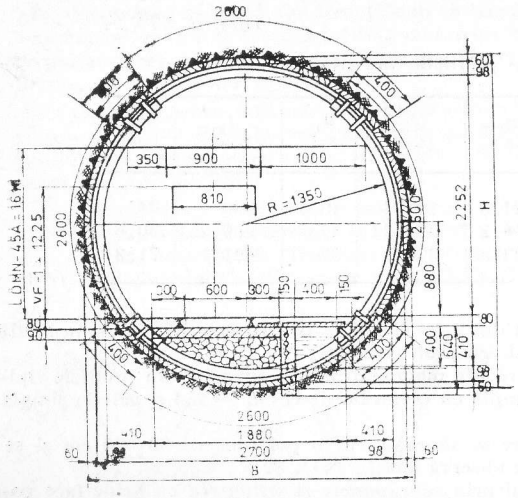
Asamblarea elementelor cadrului prin suprapunere şi strîngerea cu bride face posibilă culisarea acestora cu pînă la 35 cm, în funcţie de gradul de strîngere a piuliţelor şi astfel, după montare, la presiuni de 50—100 kN/m², cadrul este elastic, respectiv cedează sub sarcină statică mare ori la presiuni dinamice.

Pentru a se asigura stabilitatea cadrelor faţă de solicitările complexe ale presiunilor şi faţă de efectele dinamice ale exploziilor, acestea se leagă între ele prin strîngători din oţel.



PARAMETRII şi U/M		ŢĂRIA ROCII T	ST	M
S1	m²	5,4	5,4	5,4
S3	m²	7,7	7,7	7,7
B	mm	2916	2916	2916
H	mm	2898	2898	2898
P	m	9,1	9,1	9,1
CA	mm	1000	800	500

Fig. XIX.80. Galerie simplă cu tavan boltit susţinută cu metal GSM_{1a} — 5,4.



PARAMETRII şi U/M		TĂRIA ROCII T	ST	M
S1	m²	4,60	4,60	4,60
S3	m²	7,30	7,30	7,30
S4	m²	0,156	0,156	0,156
B	mm	3016	3016	3016
H	mm	3058	3058	3058
CA	mm	1000	800	500
P	m	8,22	8,22	8,22

Fig. XIX.81. Galerie simplă circulară susţinută cu inele metalice $GSM_c - 4,6$.

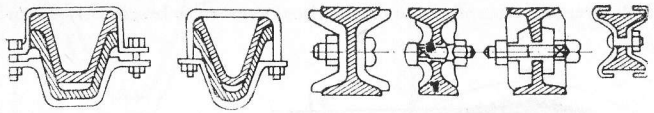


Fig. XIX.82. Bride şi colicre de strîngere a profilelor metalice.

La noi în ţară s-au tipizat cadre de armare metalică TH din 3 şi 4 elemente simetrice avînd următoarele caracteristici (tabelul XIX.28).

Pentru condiţii deosebite s-au construit însă o întreagă gamă de armături, pentru galeri, atît simetrice cît şi asimetrice.

Susţinerile metalice de construcţie rigidă se execută din profile Pokal, dublu T, şine de cale ferată ş.a. avînd caracteristic faptul că elementele de susţinere se pun cap la cap, iar apoi se solidarizează cu eclise şi şuruburi.

Pentru oprirea căderii rocilor între cadrele metalice, pereţii şi tavanul galeriei se bandajează cu material lemnos, cu tablă metalică (striată, plină-ondulată), împletitură de sîrmă, prefabricate din beton armat, plasă din materiale plastice ş.a.

În funcţie de profilul lucrării miniere, susţinerea metalică poate prelua sarcini din tavan, tavan şi pereţii laterali sau tavan, pereţi şi vatră. Mărimea efortului axial, în kN, la care rezistă un cadru dintr-un profil TH cu masa de n kg/m este de (13...15) n.

După montare, cadrele metalice se controlează zilnic, asigurînd *strîngerea* periodică a piuliţelor de la bride, *slăbirea piuliţelor* în cazurile cînd se doreşte o glisare oarecare a elementelor cadrului sub sarcini mari, şi poziţionarea corectă a distanţierelor.

Tabelul XIX. 28

Cadre metalice TH pentru susţinerea galeriilor

Specificare	Secţiunea galeriei [m²] săpare	liberă	Dimensiunile elem. cadrului [mm] grindă	stîlp	suprapus
TH—2	4,82	3,90	2700	1750	400
TH—3	6,18	4,47	2700	2170	400
TH—4	7,4	5,49	3050	2290	400
TH—5	11,3	7,60	3200	2720	400
TH—6	12,5	10,6	3250	3250	400
TH—1	4,2	3,01	2040	circular	400

Susţinerea metalică se realizează cu cheltuieli mari şi, de aceea, se impune recuperarea, recondiţionarea şi refolosirea cadrelor din lucrările cu durată mică de serviciu.

Susţinerea cu ancore. Ancorele sînt tije confecţionate din oţel, mase plastice sau lemn presat care se înţepenesc în găuri de mină perforate în rocile din jurul lucrărilor miniere pentru a mări capacitatea de susţinere şi autoportanţa acestora. Tijele de ancorare sînt fixate în găurile de mină printr-un sistem de fixare, iar la capătul care rămîne afară din gaură au o plăcuţă de bază şi un şurub de strîngere.

Cu ajutorul lor pachetul de roci situate între punctul de fixare şi cel de strîngere este comprimat sau consolidat. Zona consolidată preia presiunea minieră, iar masivul ancorat devine autoportant.

După modul de fixare ancorele pot fi : *cu cap de expandare* sau *cimentate*. Sistemul de fixare al ancorelor cu expandare poate fi cu *pană* sau cu *cochilie*.

Ancorele cu pană (fig. XIX 83) sînt construite dintr-o tijă cu diametrul de 25—30 mm, care la un capăt are o despicătură pe o lungime de 15—20 cm pentru a face loc penei, iar la celălalt capăt este filetată pe o lungime de 15—20 cm.

Pana se introduce în despicătura tijei, apoi împreună cu tija se introduc în gaură pînă cînd pana se sprijină pe fundul găurii. Apoi tija se bate la capul exterior şi prin deplasarea ei spre fundul găurii pana pătrunde mai mult în făgaşul tijei deschizînd fălcile acesteia care strîng puternic în pereţii găurii.

Pe capătul filetat al tijei care rămîne afară din gaura de ancorare se montează o plăcuţă de bază şi cu ajutorul unei piuliţe se strînge de peretele lucrării miniere, cu o forţă de pretensionare de 40 — 80 kN. Această pretensionare a tijei verifică şi fixarea în gaură.

Ancorele cu cochilie, al căror principiu de funcţionare se observă din fig. XIX.84, au caracteristic faptul că pentru fixarea tijei în fundul găurii se foloseşte o cochilie separată de tijă. Fălcile cochiliei cu tăieturi pe generatoare sînt depiscate de o pană tronconică ce se înfige prin înşurubarea tijei.

O bună împănare se realizează la o diferenţă între diametrul găurii şi al tijei de 8—9 mm. Capacitatea portantă a ancorelor cu expandare se verifică prin încercări de smulgere şi variază între 50—100 kN.

Ancorele cu teacă de expandare, utilizate frecvent la montaje subterane de scurtă durată, nu necesită corespondenţă între lungimea ancorei şi a găurii de mină şi pot

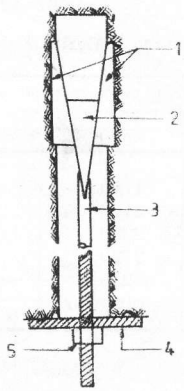


Fig. XIX.83. Principiul ancorelor cu pană :
1 — fălci ; *2* — pană ; *3* — tijă ; *4* — plăcuţă ; *5* — piuliţă.

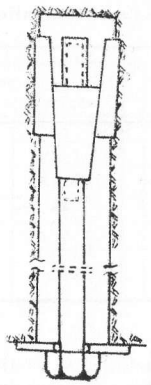


Fig. XIX.84. Principiul ancorelor cu cochilie.

fi recuperate integral. Pentru plantarea unei astfel de ancore (fig. XIX 85) tija care la unul din capete are sudată o pană tronconică se introduce într-o ţeavă de oţel cu tăieturi de 15—20 cm pe 4—6 generatoare. După ce ţeava împreună cu tija se introduc în gaura de ancorare, pe capul filetat al tijei se introduce plăcuţa de bază şi se strînge cu o piuliţă.

La recuperare se desface piuliţa şi se bate tija înspre fundul găurii, slăbind împănarea pentru revenirea elastică a fălcilor ţevii.

Ancorele cimentate realizează aderenţa între tijă şi pereţii găurii pe întreaga lungime sau numai pe o porţiune. După modul de introducere a mortarului de ciment în gaură se disting două procedee şi anume : Injecto şi Perfo.

La *procedeul Injecto* (fig. XIX.86) înainte de introducerea tijei de oţel gaura de ancorare se umple cu mortar cu ajutorul unei pompe manuale de tip siringă sau o pompă pneumatică.

La *procedeul Perfo*, utilizat la ancorarea rocilor poroase, puternic fisurate şi chiar slab consolidate este caracteristic faptul că mortarul se introduce în recipienţi de tablă de oţel cu perforaţii. În interiorul recipientului introdus în gaură se înfige tija de ancorare. Mortarul refulează parţial în exterior umplînd complet spaţiul între tijă şi pereţi (fig. XIX. 87).

Ancorele fixare cu răşini sintetice. Răşinile sintetice au proprietăţi mecanice superioare mortarului de ciment, se întăresc mai repede şi nu sînt degradate de apele de infiltraţie. Ele se introduc în capsule bicesuport care conţin o răşină poliesterică şi un catalizator cu agent de întărire. Capsulele se introduc în gaura de mină apoi prin înfigerea tijei se desfac şi astfel cele două substanţe intră în reacţie de polimerizare.

Un alt sistem utilizat constă în amestecarea substanţelor şi refularea lor în gaura de mină asemănător cu procedeul descris la ancorele injector.

La circa 48 de ore după reacţia de polimerizare răşinile sintetice au rezistenţă specifică de pînă la 500—600 daN/cm² la întindere, 450—500 daN/cm² la încovoiere şi 1400—1500 daN/cm² la compresiune.

Din punct de vedere tehnic aceste ancore sînt foarte convenabile însă, fiind de dată mai recentă, încă sînt constisitoare.

Procedeele de susţinere ancorată. Susţinerea ancorată poate fi considerată drept o susţinere elastică cu rezistenţă crescîndă, care nu reazemă pe vatra lucrării miniere ci pe rocile din zona care în practică nu se deformează. Rezemîndu-se pe rocile din zona

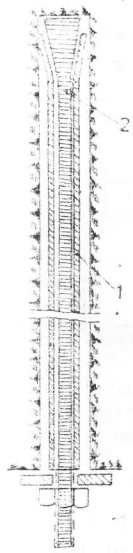


Fig. XIX.85. Principiul anocrelor cu teacă de expandare :
1 — ţeavă despicată pe generatoare pentru expandarea capului ; *2* — tija cu pană conică.

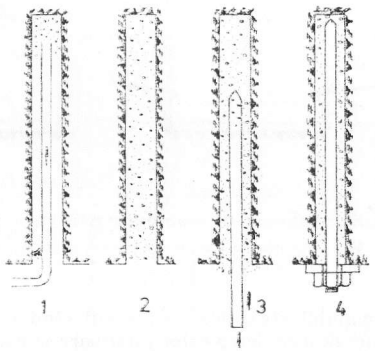


Fig. XIX.86 Montarea unei ancore cimentate după procedeul *Injecto.*

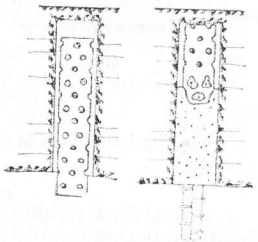


Fig. XIX.87. Montarea unei ancore cimentate după procedeul *Perfo.*

elastică, ancorele ajută rocile — susceptibile de fisurare sau prăbuşire— să formeze cu rocile din zona elastică un masiv autoportant. În acelaşi timp, oricare ar fi deformaţiile, ancorele introduc în echilibrul masivului de roci reacţiuni constante.

Concretizînd cele de mai sus, susţinerii ancorate i se pot atribui următoarele roluri :

— întărirea pereţilor galeriei sau a unui pilier (fig. XIX. 88, *a*) ;

— consolidarea rocilor cu clivaj (fig. XIX. 88, *b*). Montînd ancorele aproape perpendicular pe planele de clivaj şi pretensionîndu-le se măreşte frecarea şi se împiedică alunecarea rocilor de-a lungul planelor de clivaj ;

— eliminarea tensiunilor periculoase din tavan. În astfel de cazuri (fig. XIX. 88, *c*) ancorele din cheia bolţii se dispun înclinat, pentru a introduce în tavan tensiuni normale de compresiune şi tensiuni tangenţiale de sens contrar celor din masivul neancorat ;

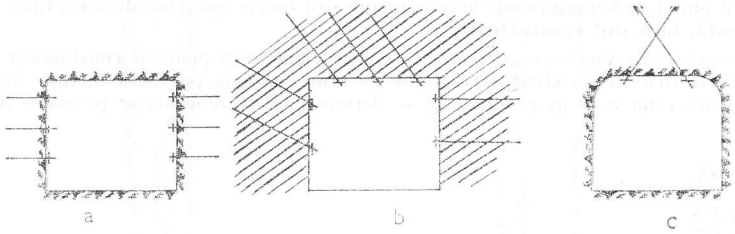


Fig. XIX.88. Scheme de ancorare pentru galerii.

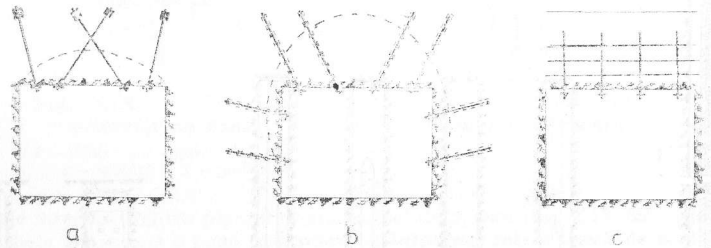


Fig. XIX.89. Schema de ancorare pentru:

a — galerii cu tavan drept; *b* — consolidarea rocilor cînd bolta este extinsă; *c* — tavan stratificat.

— întărirea rigidității tavanului stratificat. În cazul cînd în tavanul lucrării se găsește un pachet de strate atunci desprinderea celor inferioare se poate opri ancorîndu-le de acoperișul principal, așa cum se observă din fig. XIX. 89, *c*;

— consolidarea rocilor fisurate și dislocate (fig. XIX. 89, *a* și *b*). În cazul cînd fisurile depășesc lungimea ancorelor, ancorele cimentate pe întreaga lungime sînt singurele care dau satisfacții, întrucît nu au nici un joc între tijă și pereții găurii.

De aceea în cazul rocilor fisurate și dislocate se folosesc ancore de lungimi mai mari decît obișnuite, cimentate pe întreaga lor lungime și dispuse radial, așa cum se observă și din fig. XIX. 90.

Calculul parametrilor susținerii ancorate a lucrărilor miniere orizontale pornește de la presupunerea că rocile din interiorul bolții de echilibru natural au tendința de a se desprinde de restul masivului sub acțiunea greutății proprii.

Admițind valabilitatea largă a acestei ipoteze, s-au elaborat mai multe formule pentru calculul parametrilor susținerii ancorate și în urma testării fiecăreia s-au reținut cele redate în tabelul XIX.29.

Referitor la aplicarea acestor formule, în activitatea de proiectare se fac următoarele precizări:

1) la calculul numărului de ancore pe un rînd, zecimalele se rotunjesc în plus la 0,5 sau la întreg;

2) dacă numărul de ancore pe un rînd rezultă întreg, ancorele se plantează pe șiruri paralele cu axa lucrării astfel:

Tabelul XIX.29

Dimensionarea susținerii ancorate

Parametrul	Formula de calcul	Semnificația termenilor din formulă
Lungimea ancorei	$L = l_f + h_b + k$	l_f = 0,5...0,8 m — adîncimea de fixare în acoperișul de bază; h_b — înălțimea bolții; k = 0,15...0,20m — lungimea tijei rămasă afară din gaură
Diametrul minim al tijei	$d \geq 1{,}5\sqrt{\frac{N + S \cdot q \cdot \gamma_a}{\sigma_t}}$	N — forța de smulgere a tijei; S — suprafața de tavan ce revine unei ancore; q — grosimea stratului care se surpă; γ_a — greutatea specifică aparentă a rocilor ancorate; σ_t — rezistența admis. la tracțiune a materialului tijei; a — semideschiderea lucrării
Pentru ancore de cimentare	$d \geqslant \frac{a}{100}$	
Distanța între rîndurile de ancorare	$l = 0{,}8\sqrt[6]{\frac{f}{a}}$	f — coeficient de tărie a rocilor după scara *Protodiakonov*
Numărul de ancore pe un rînd	$N_l = 2{,}5\sqrt{\frac{P}{l}}$ $N'_l = 3{,}5\sqrt{\frac{a}{l}}$	P — perimetrul ancorat; l — distanța între rîndurile de ancorare; N'_l — numărul de ancore pe un rînd pentru ancorarea numai a tavanului
Număr de ancore pentru 1 m lucrare	$N_s = \frac{N_l}{l}$	
Suprafața ce revine unei ancore, m²	$S = \frac{P}{N_s}$ sau $S = \frac{P_1}{N_l}$ $S = \frac{F_p}{c \cdot \gamma}$	F_p — portanța unei ancore

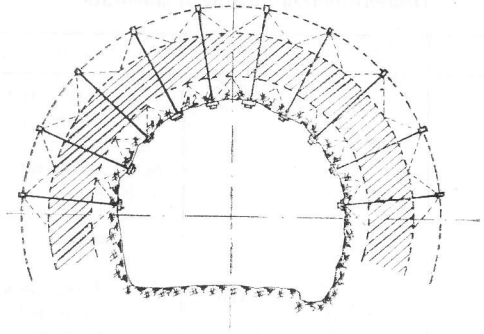


Fig. XIX.90. Ancorarea unei lucrări miniere cu secțiune mare.

— în situația unui număr impar de ancore pe un rînd, un șir de ancore se plantează pe linia mediană a tavanului, iar celelalte șiruri după linii paralele și simetrice (fig. XIX.91, *a*);

— în situația unui număr par de ancore pe un rînd, șirurile sînt paralele și simetrice față de un plan vertical ce trece prin linia mediană a tavanului (fig. XIX.91, *b*);

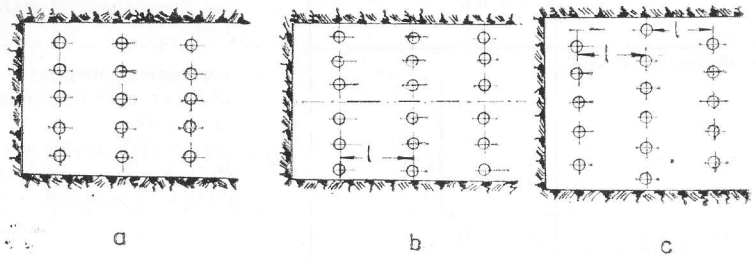


Fig. XIX.91. Amplasarea ancorelor pe tavanul galeriei.

3) dacă numărul de ancore pe un rînd rezultă cu zecimala 5, atunci pe un rînd se amplasează un număr impar de ancore, iar pe rîndul următor un număr par de ancore, după regulile prezentate mai sus (fig. XIX.91, *c*).

Susțineri combinate. Susținerile combinate se aplică celor mai variate roci, cu consecințe favorabile asupra creșterii autoportanței acestora, a stabilității pe durată mare de serviciu și a economisirii materialelor.

Susținerile portante care reazemă pe vatra lucrării miniere se pot combina în diverse variante constructive și anume: pereți din beton sau zidărie de bolțari și grinzi din lemn, oțel sau PBA; stîlpi de beton la pereți, grinzi longitudinale la nivelul tavanului și grinzi transversale; stîlpi prefabricați din beton și grinzi metalice ș.a.

Susținerile autoportante care preponderent reazemă pe pereții lucrării se pot combina într-o mare varietate constructivă, inclusiv cu susținerile portante. În lucrările

miniere cu pereți stabili, unde este necesar să se susțină numai tavanul, se pot aplica: *susținerile cu grinzi suspendate pe două ancore*. În rocile consistente fisurate în urma lucrărilor de împușcare se poate aplica un strat de 3—5 cm de *torcret* sau *plasă metalică* și *torcret*, plasa armînd suplimentar torcretul. Dacă fisurile sînt mai pronunțate și de profunzime, rocile se ancorează și apoi se acoperă cu torcret sau plasă și torcret, realizîndu-se combinația *ancore + torcret* sau *ancore, plasă metalică* și *torcret*.

Rocile puternic fisurate și dislocate pot fi stabilizate inițial cu o susținere portantă din *cadre metalice* și bandajare cu plasă de sîrmă, apoi o consolidare suplimentară cu *ancore cimentate* cu mortar de ciment sau rășini sinetice, iar la sfîrșit un strat de beton proiectat sau turnat care îmbracă armătura portantă și leagă între ele bucățile de rocă cu tendința de despărțire.

Ancorele cimentate combinate cu profile metalice dau rezultate bune și la combaterea fenomenului de umflare a rocilor din vatră sau pereți. Rezultate bune s-au obținut la susținerea excavațiilor mari (camere de mașini, uzine subterane ș.a) cu ancore cimentate, cadre metalice din profile rigide asamblabile și beton proiectat.

În general, combinarea tipurilor de susținere simplifică tehnologia, crește gradul de prefabricare, permite mecanizarea avansată și reduce cheltuielile de susținere a lucrărilor miniere.

Considerații economice privind tipurile de susținere. Consumul unor cantități mari de materiale pentru susținere din care unele pot fi valorificate superior (lemnul, oțelul), altele sînt energointensive (cimentul, oțelul, masele plastice), iar altele deficitare face ca preocupările pentru găsirea unor noi tipuri de susținere să stea în centrul atenției celor ce muncesc în ramura extractivă.

Lemnul este tot mai mult înlocuit cu beton sau metal.

Cadrele de susținere din oțeluri aliate au rezistență mare, se montează repede, se recuperează și recondiționează relativ ușor însă se realizează cu consum mare de metal și cu cheltuieli materiale mari, iar în mediul corosiv din subteran își micșorează secțiunea, deci și portanța.

Susținerea cu beton turnat sau zidărie de bolțari are durata de serviciu mare iar cheltuielile de întreținere sînt mici, însă presupune executarea unei susțineri provizorii imediat după săpare, iar cînd se execută betonarea, în locul susținerii provizoriu, se montează cofrajul pentru reținerea centurii de beton sau a zidăriei pînă la întărirea betobului respectiv a mortarului de legătură a zidăriei.

Dacă presiunea minieră se manifestă chiar în perioada prizei betonului, susținerea poate fi compromisă, fiind necesară demolarea ei și reconstruirea alteia în același loc.

Tehnologia de execuție destul de complicată, volumul mare de muncă fizică, consumul mare de beton, precum și faptul că ocupă o mare parte din secțiunea de săpare a galeriei, determină costurile ridicate ale acestei susțineri.

Susținerea cu beton proiectat permite ca grosimea stratului să fie mai redusă decît grosimea betonului turnat și vibrat, reducîndu-se corespunzător și secțiunea de săpare. Pe de altă parte betonul proiectat se realizează mecanizat și fără cofraj, cu productivitatea mare. Ca urmare a avantajelor pe care le prezintă betonul proiectat, independent sau în combinație cu ancore, se realizează cu cheltuieli mult mai reduse.

Susținerea ancorată se realizează cu costuri reduse, reclamă întreținere mică, mai ales la ancorele cimentate cu mortar de ciment sau cu rășini sintetice, nu impune săparea unei secțiuni decît cu puțin peste cea utilă și, de aceea, se preferă atunci cînd condițiile miniere permit aplicarea ei.

Din cele menționate se desprinde faptul că, la judecarea economicității, ordinea de importanță a cheltuielilor cu susținerea minieră este următoarea: întreținere, recu-

perare și refolosire, preț de achiziție, transport și montare. Pe baza acestor aspecte, la alegerea susținerii unei lucrări miniere se analizează posibilitățile de aplicare a diferitelor tipuri în următoarea ordine : ancore ; ancore combinte cu plasă sau grinzi la tavan ; torcret ; ancore și torcret ; ancore, plasă și torcret ; beton monolit, cadre metalice. Lemnul nu se utilizează decît în lucrări de pregătire și la întreținerea lucrăilor vechi susținute cu lemn.

2.3.6. ORGANIZAREA MUNCII LA SĂPAREA GALERIILOR PRIN PERFORARE-ÎMPUȘCARE

Organizarea cuprinde activitățile prin care se planifică și se controlează folosirea forței de muncă și a mijloacelor materiale în frontul de lucru al galeriei pentru săparea, susținerea și amenajarea acesteia conform destinației. Tehnologia de execuție a unei galerii fiind complexă este de dorit să se manifeste o exigență sporită în alegerea oamenilor și a mijloacelor de muncă, stabilirea celor mai raționale metode de folosire a forței de muncă și a mijloacelor, repartizarea rațională a sarcinilor și coordonarea execuției.

Această activitate prin care se îmbină armonios factorii naturali, tehnici și umani are ca scop creșterea vitezei de execuție, reducerea costurilor și asigurarea unor condiții optime pentru muncitori.

Proiectarea organizării execuției unei galerii presupune parcurgerea succesivă și completă a etapelor care urmează.

1) *Adunarea bazelor de proiectare* este etapa premergătoare în care se culeg informații cu privire la : scopul și destinația lucrării ; caracteristicile rocilor ce urmează a fi traversate ;factorii geologici și hidrologici etc. Tot în această etapă se alege profilul, secțiunea și tehnologia de execuție, motivîndu-se alegerea făcută.

2) *Analiza detaliată a procesului de săpare* include detalierea modului de execuție a complexelor de operații de către echipa plasată în frontul de lucru pe durata ciclului.

Pentru *perforarea găurilor* de mină se asigură utilajele cu performanțele cele mai bune și se întocmesc instrucțiunile pentru întreținerea și exploatarea acestora.

Apoi se determină și se aleg parametrii lucrărilor de perforare-împușcare (numărul, diametrul mediu și lungimea găurilor, consumul de exploziv), se întocmesc monografia de perforare-împușcare și un tabel cu indicii tehnico-economici ai lucrărilor de perforare-împușcare.

Cînd există posibilitate de a introduce fie perforatoare pe coloană telescopică, fie o instalație de perforare, trebuie asigurat un echilibru rațional între cheltuieli și rezultate.

Pentru *încărcare și evacuarea* materialului împușcat se analizează posibilitățile de mecanizare, se aleg mașina de încărcat și mijlocul de evacuare (vagonet, bandă ș.a.) și se prevăd modalitățile de schimbare a mașinii de încărcat cu instalația de perforare (dacă este cazul) și a vagonetelor pline cu cele goale în spatele mașinii de încărcat.

La analiza *susținerii lucrării miniere* se face mai întîi o evaluare a presiunii rocilor asupra susținerii, după care se analizează necesitatea susținerii provizorii. Apoi se aleg materialele folosite, se stabilește metoda de susținere și recuperare a susținerii provizorii și se alege susținerea definitivă care se dimensionează și se detaliază ca mod de realizare prin monografia de susținere.

Odată cu analiza detaliată a fiecărei operații din compunerea ciclului se stabilesc și *normele compuse de timp* (om minute/unitatea de produs) pentru fiecare operație și duratele predeterminante (în minute/ciclu) ale operațiilor nerepetabile.

3) *Calculul consumului de muncă* se face pe baza volumului de muncă pentru fiecare operație, și a normei compuse de timp pentru executarea acesteia.

Consumul de muncă necesar executării complexelor de operații se determină folosind următoarele notații :

S — secțiunea de săpare, m² ;
P — pasul de înaintare, m/ciclu ;
L — lungimea de gaură pe 1 m înaintare, mg/m ;
D — pasul de susținere, m ;
K_a — coeficientul de afînare a rocii ;
n — numărul de muncitori în echipă ;
t — durata schimbului, min ;
u — lungimea tronsonului de cale ferată care se montează deodată, m ;
m_i — normele compuse de timp pentru operațiile repetabile, om min/u. produs ;
t_r — durata operațiilor nerepetabile, min/ciclu.

Formulele pentru calculul consumului de muncă sînt date în tabelul XIX.30.

Tabelul XIX. 30

Calculul consumului de muncă pe complexe de operații (om. min/ciclu)

Simbol	Complexe de operații	Notații și formule de calcul
1	Perforarea găurilor	$M_1 = PL \cdot m_1$
2	Încărcarea găurilor cu exploziv și împușcarea	$M_2 = PL \cdot m_2$
3	Încărcarea și evacuarea rocii	$M_3 = PS \cdot K \cdot m_3$
4	Susținerea provizorie cu cadre	$M_4 = \frac{P}{D} \cdot m_4$
5	Montarea instalațiilor conexe	$M_5 = P \cdot m_5$
6	Intrarea la locul de muncă	$M_6 = n \cdot t_6$
7	Copturirea frontului și pregătirea sculelor	$M_7 = n \cdot t_7$
8	Aeraj și pauze	$M_8 = n \cdot t_8$
9	Ieșirea de la locul de muncă	$M_9 = n \cdot t_9$
10	Montarea căii ferate definitive	$M_0 = um_0$

Consumul de muncă pentru montarea căii ferate definitive și amenajarea galeriei se va calcula separat întrucît se efectuează după o avansare a frontului galeriei de 10—15 m.

Dacă se urmărește folosirea completă a timpului de muncă și închiderea ciclului pe durata schimbului trebuie îndeplinită condiția ca timpul de muncă disponibil să fie egal cu consumul total de muncă pentru executarea tuturor complexelor de operații, respectiv :

$$n \cdot t = \sum_{1}^{9} M_i \qquad (2.102)$$

sau :

$$n \cdot t = P\left[L(m_1 + m_2) + SK_a m_3 + \frac{m_4}{D} + m_5\right] + n(t_6 + t_7 + t_8 + t_9) \qquad (2.103)$$

Din această identitate rezultă expresiile funcțiilor algebrice pentru pasul de înaintare care poate fi realizat de o echipă formată din n muncitori respectiv pentru numărul de muncitori necesari să realizeze pasul de înaintare P.

$$P = \frac{n[t - (t_6 + t_7 + t_8 + t_9)]}{L(m_1 + m_2) + SK_a m_3 + \dfrac{m_4}{D} + m_5} \quad \text{[m/ciclu]} \qquad (2.104)$$

respectiv :

$$n = \frac{P\left[L(m_1 + m_2) + SK_a m_3 + \dfrac{m_4}{D} + m_5\right]}{t - (t_6 + t_7 + t_8 + t_9)} \quad \text{[om/ciclu]} \qquad (2.105)$$

Pentru pasul de înaintare rezultat ca optim se calculează volumele de lucrări și consumul de muncă necesare executării fiecărei operații, iar pe baza consumurilor de muncă obținute se întocmește apoi *graficul de organizare a execuției lucrării* (fig. XIX.92) care cuprinde un *grafic al consumului de muncă* și o *ciclogramă*. În graficul consumului

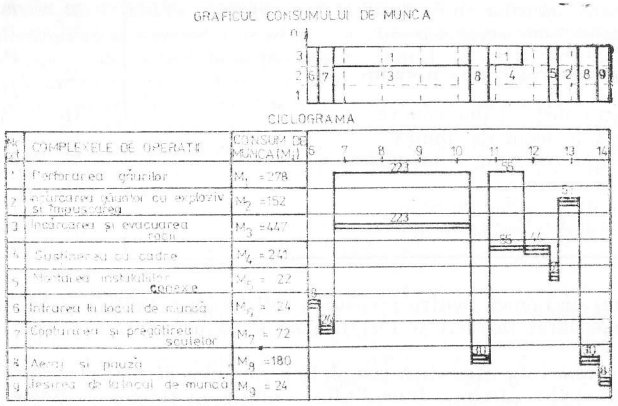


Fig. XIX. 92. Graficul de organizare a execuției unei galerii prin perforare-împușcare.

de muncă se face o contabilizare a timpului de muncă total disponibil și repartizarea lui pe operații, putîndu-se menționa și nivelul de calificare al fiecărui muncitor din echipă. În ciclogramă sînt redate grafic operațiile, consumul total de muncă pentru efectuarea lor, duratele acestora, momentele de începere și terminare a fiecăreia în succesiune normală, numărul de oameni din echipă care participă la efectuarea lor și alte date care vin în sprijinul echipei care lucrează în front.

Consumul de muncă pentru executarea unui ciclu cuprinzînd și montarea căii ferate se calculează cu relația :

$$M_c = U\left(\frac{nl}{P} + m_0\right) \quad \text{[om} \cdot \text{min/ciclu]} \qquad (2.106)$$

Productivitatea muncii, reprezentînd lungimea medie de galerie realizată de un muncitor pe durata unui schimb, se poate determina cu formula :

$$W = \frac{P \cdot t}{n \cdot t + Pm_0} \quad \text{[m/post]} \qquad (2.107)$$

Viteza lunară de avansare a galeriei va fi :

$$v = n \cdot z \cdot s \cdot w \quad \text{[m/lună]} \qquad (2.108)$$

unde : z este numărul de zile lucrătoare pe lună ;
s — numărul de schimburi pe zi ;
Cheltuielile lunare de săpare se pot determina din expresia :

$$C = c_1 V \ \text{[lei/lună]} \qquad (2.109)$$

în care : c_1 reprezintă cheltuielile directe compuse din materiale pentru săpare, retribuții, energie și amortismente pentru utilajele folosite.

$$c_1 = \Sigma\, q_i \cdot p_i + \frac{nR + C_{fix}}{P} \quad \text{[lei/m]} \qquad (2.110)$$

q_i sînt consumurile specifice de materiale și energie pentru săpare, în unități/metrul galerie ;
p_i — prețurile materialelor consumate și energiei, lei/u.p. ;
R — retribuția medie a muncitorilor din echipă, lei/post ;
C_{fix} — cheltuielile fixe care nu depind de pasul de înaintare (amortismente, aeraj, evacuarea apelor, retribuții personal de deservire., control și îndrumare ș.a.), lei/ciclu.

Calculul cheltuielilor materiale pe 1 m de înaintare se face în tabele, separat pentru : a) săpare ; b) susținere ; c) cale ferată și canal și apoi se totalizează.

Pentru secțiunile de lucrări miniere tipizate s-au elaborat Norme de deviz utilizate în proiectare.

2.4. SĂPAREA MECANIZATĂ A GALERIILOR

Mecanizarea operației de tăiere a rocilor fără folosirea materialelor explozive a intrat în preocuparea tehnicienilor încă de la sfîrșitul secolului trecut și ea s-a dezvoltat pe măsura apariției și perfecționării pe de o parte a mijloacelor de forță (motoare cu ardere internă, electrice, pneumatice și hidraulice), iar pe de altă parte a aliajelor de duritate ridicată din care sînt confecționate organele de tăiere (cuțite, role, știfturi, picoane).

Maşinile realizate, adaptate condiţiilor de lucru pentru săparea de galerii, rezolvînd mecanizarea tăierii, a încărcării şi evacuării masei de roci detaşate şi uneori chiar a susţinerii secţiunii excavate, au primit denumirea de *combine*.

Săparea mecanizată a galeriilor, pe lîngă obţinerea unor viteze de săpare mari (de 2—5 ori mai mari decît prin perforare-împuşcare), a condus şi la realizarea unor secţiuni foarte apropiate de cele utile, păstrarea rezistenţei rocilor înconjurătoare, cu reducerea corespunzătoare a susţinerii, ca şi la reducerea personalului de lucru. Totuşi, costul combinelor este încă ridicat, (mai ales a celor destinate rocilor tari), amortizarea lor realizîndu-se la lucrări de lungime mare, rocile tari provoacă un consum ridicat de materiale de tăiere, iar timpul de utilizare efectivă a combinelor este redus la mai puţin de jumătate din timpul unui schimb.

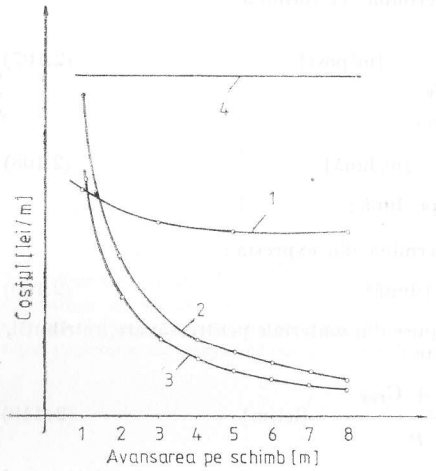


Fig. XIX.93. Variaţia costurilor de săpare în funcţie de viteza de avansare pe schimburi :

1 — costul manoperei directe; *2* — costuri comune de sector şi generale ale minei; *3* — amortizarea maşinilor şi utilajelor; *4* — costuri cu materiale directe şi energia consumată la tăiere.

Combinele de săpat galerii de deschidere şi pregătire în roci sterile se recomandă acolo unde se execută galerii lungi şi care cer urgenţă pentru deschiderea şi pregătirea de noi cîmpuri de exploatare ; numai în acest caz este asigurată o amortizare eficientă.

Cheltuielile de săpare cu combina depind mult de viteza de avansare zilnică, aşa cum se poate vedea din fig. XIX.93.

O comparaţie între costul de săpare mecanizată şi săparea convenţională pe operaţii şi cu luarea în considerare a principalilor factori de influenţă este prezentată în tabelul XIX.31.

Din aceste date se vede că în timp ce ponderea cheltuielilor la metoda convenţională se află pe seama manoperei, în cazul săpării cu combina în roci tari, rezistenţa rocilor determină ponderea cheltuielilor necesare pentru achiziţionarea rolelor, iar gradul înalt de tehnicitate al acestor utilaje face ca personalul de lucru să fie redus şi valoarea de amortizare ridicată.

2.4.1. COMBINE PENTRU SĂPAREA GALERIILOR

Clasificarea combinelor. Combinele de săpat galerii se pot clasifica după următoarele criterii principale : *modul de tăiere* a rocii din masiv, *domeniul de aplicare* şi *construcţia lor*.

După primul criteriu combinele pot fi clasificate în : *combine cu tăiere punctiformă* (selectivă), *tăiere prin impact* şi cu *tăiere integrală*.

Tabelul XIX.31

Tabel comparativ al costurilor de săpare

Operaţia	Factori de influenţă	Procente din costul total	
		săpare cu perforare-împuşcare	săpare cu combina în roci tari
Derocare (materiale, energie)	Rezistenţa rocilor, secţiunea şi lungimea galeriei	5—10 15—25 aer comprimat 3—4 exploziv	50—60
Încărcare, evacuare transport	Distanţa de transport	10—15	8—12
Aeraj	Secţiune, lungime, adîncime, nr. persoane	variabil	variabil
Iluminat	Secţiunea	variabil	variabil
Susţinere provizorie	Natura rocilor, adîncimea, forma şi dimensiunile galeriei	2,5—6	—
Manoperă	Reţeaua de retribuire, organizare, situaţia economică locală	40—50	10
Cheltuieli generale		25	25

După domeniul de aplicare combinele se împart în două grupe :

1) pentru *lucrul în cărbune*, în *fronturi mixte şi roci sterile* cu rezistenţa maximă la compresiune de pînă la 800 daN/cm² ;

2) pentru *lucrul în roci sterile* cu rezistenţă mai mare de 800 daN/cm².

În prima grupă sînt incluse marea majoritate a combinelor cu tăiere punctiformă, iar în a doua, în general, combinele cu tăiere integrală.

Din punct de vedere constructiv, în concordanţă cu operaţiile tehnologice ale procesului de săpare, combinele au următoarele ansambluri principale :

— organe tăiere, care efectuează dizlocarea masei miniere în front ;

— organe de încărcare, care servesc pentru strîngerea masei minere dislocate ;

— mijloace de încărcat-transportat care includ în sine un transportor şi preîncărcătoare, cu ajutorul cărora masa minieră dislocată se încarcă pe mijloacele generale de transport ale minei ;

— mecanismul de deplasare, destinat pentru deplasarea combinei în timpul lucrului, executarea operaţiilor de manevră şi transferarea combinei dintr-o lucrare în alta.

În combinaţie cu organele de tăiere de tip săgeată se folosesc dispozitive de încărcare de tip braţe de încărcare, transportoare cu raclete inelare, cu lanţuri şi tamburi.

Organele de tăiere oscilante de tip bară, de obicei, nu au dispozitiv special de încărcare, întrucît în acest caz însuşi lanţul tăietor îndeplineşte rolul de încărcător. Organele de tăiere oscilante de tip coroană pot lucra cu aceleaşi dispozitive de încărcare

cu care lucrează organele de tăiere de tip săgeată. Mijloacele de transportat-încărcat ale combinelor de săpat constau din transportoare şi reîncărcătoare.

Transportoarele pot fi cu bandă, cu un lanţ, cu două lanţuri şi inelare cu raclete. Ultimele, de obicei, servesc în acelaşi timp ca dispozitive de încărcat şi de transportat-încărcat.

Reîncărcătorul combinei poate consta din unul sau două transportoare. În cazul existenţei a două transportoare, unul din ele se numeşte *remorcat*, iar celălalt *tip portal* (*punte*).

Reîncărcătorul portal se execută scurt. El este element de legătură între combină şi reîncărcătorul lung remorcat şi serveşte pentru creşterea manevrabilităţii combinei.

Mecanismele de deplasare ale combinelor pot să fie pe şenile, păşitoare şi combinate.

Mecanismele pe şenile posedă o mare manevrabilitate, iar cele păşitoare contribuie la realizarea unor forţe însemnate de împingere a combinei în front şi de reţinere a combinelor în lucrările cu înclinare mare.

În afara acestor ansambluri principale, combinele de săpat au echipamente ajutătoare, care servesc pentru acţionare, comandă şi controlul funcţionării principalelor subansamble şi mecanisme. În rîndul acestora se includ echipamentul electric, echipamentul hidraulic şi pupitrele de comandă.

În fig. XIX.94 se prezintă schema de clasificare a combinelor de săpat după criterii constructive.

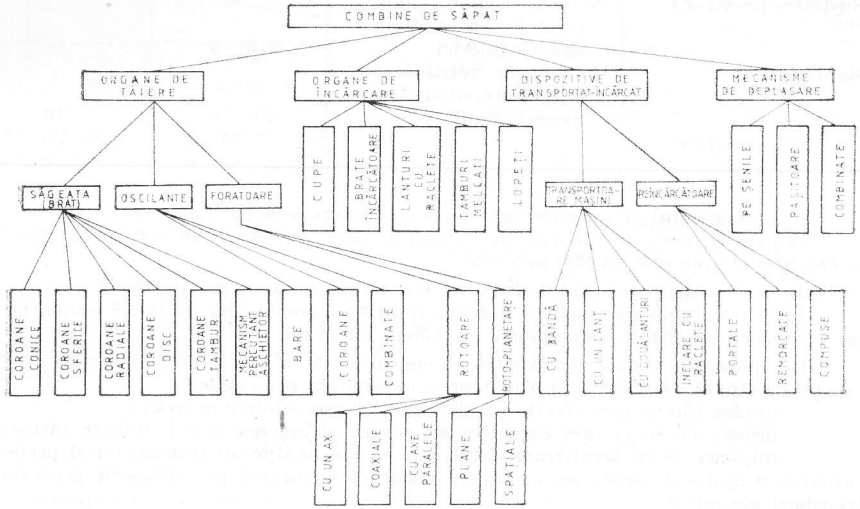


Fig. XIX.94. Clasificarea combinelor după criterii constructive.

Organele de tăiere ale combinelor de săpat pot fi de tip : *săgeată* sau *braţ* (fig.XIX.95), *oscilante* (fig. XIX.96), *rotative* (fig. XIX.97) şi *rotoplanetare* (fig. XIX.98).

Organ de tăiere de tip *săgeată* se numeşte organul realizat sub forma unui braţ mobil în consolă cu o coroană de dislocare la capăt, avînd posibilitatea să se deplaseze în două plane reciproc perpendiculare (orizontal şi vertical). Cu organul de tăiere sub formă de săgeată în acelaşi moment se acţionează numai asupra unei părţi din front, dislocarea masei miniere se efectuează în procesul deplasărilor ulterioare ale coroanei de dislocare.

În funcţie de tipul coroanei de dislocare, organele de tip săgeată se împart în organe cu *coroane conice* (fig. XIX.95, *a*), *sferice* fig. XIX.95, *b*), *radiale* (fig. XIX.95, *c*), *disc* (fig. XIX.95, *d*), *tambur* (fig. XIX.95, *e*) şi organe de tăiere cu *mecanism percutant-aşchietor* (fig. XIX.95, *f*).

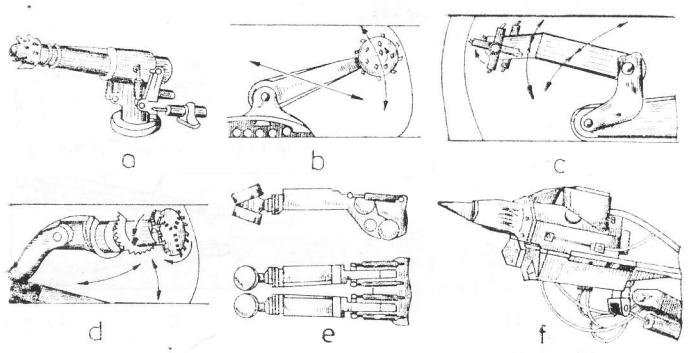


Fig. XIX.95. Organe de tăiere tip săgeată sau braţ.

Organ de tăiere *oscilant* se numeşte organul a cărui parte de dislocare într-una din direcţii pe înălţime sau lăţime corespunde dimensiunii lucrării care se sapă şi are posibilitatea să execute o mişcare oscilantă în direcţie perpendiculară pentru prelucrarea întregii suprafeţe a frontului.

Organele de tăiere oscilante pot fi sub formă de *bară* (fig. XIX.96, *a*), *coroană* (XIX.96, *b*) şi *combinate* (fig. XIX.96, *c*) cînd în organul de tăiere există o îmbinare între lanţuri tăietoare şi coroane.

Organ de tăiere *forator* se numeşte organul care constă din unul sau mai multe freze care se rotesc în jurul axelor lor, paralel cu axa combinei şi în acelaşi timp dislocă cea mai mare parte din suprafaţa frontului cu instrumente tăietoare sau aşchietoare.

Organele de tăiere foratoare se împart în *rotative* şi *roto-planetare*. Organele rotative pot consta din una una sau mai multe freze.

În funcţie de numărul frezelor şi de dispunerea lor reciprocă organele de tăiere rotative pot fi cu *o axă* (fig. XIX.97, *a*), *coaxiale* (fig. XIX.97, *b*) şi cu *axele paralele* (fig. XIX.97, *c*).

O freză dă lucrării o secţiune circulară. Două sau mai multe freze împreună cu mecanisme complementare de dislocare formează o lucrare ovală sau dreptunghiulară cu colţuri rotunjite. Un număr par de freze permite, în cazul rotirii în sensuri contrare, să se echilibreze momentul învîrtitor de reacţiune şi să se îmbunătăţească stabilitatea maşinii.

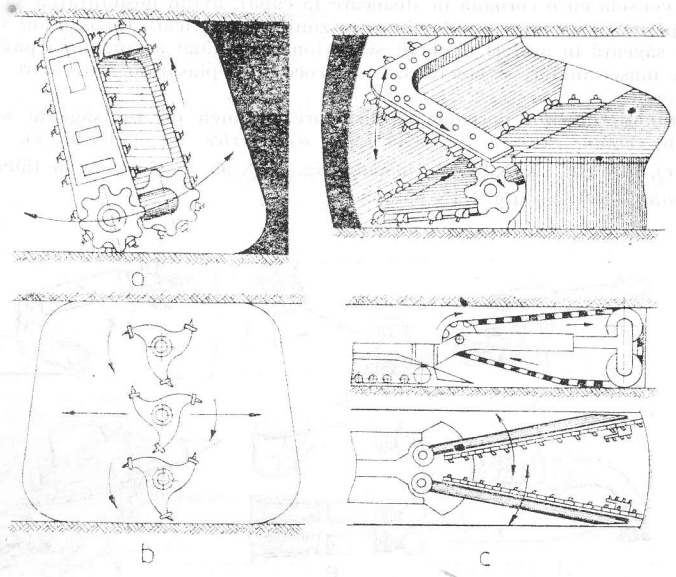


Fig. XIX.96. Principalele organe de tăiere oscilante.

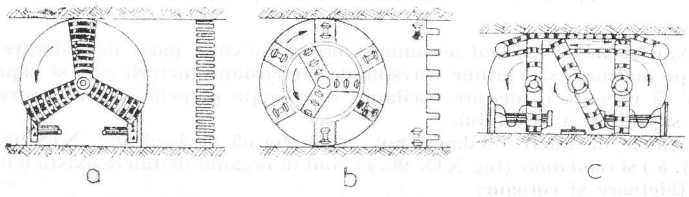


Fig. XIX.97. Principalele organe de tăiere rotative.

Organele *roto-planetare* sînt înzestrate cu instrument tăietor sau aşchietor căruia i se imprimă două mişcări de rotaţie : una în jurul axei proprii, iar cealaltă — în jurul organului de tăiere.

Organele de tăiere roto-planetare se divid în organe plane (fig. XIX.98 *a*) care se deplasează într-un plan paralel cu frontul şi organe *spaţiale* (fig. XIX.98, *b*), care se deplasează pe o curbă spaţială complexă şi frontul este dislocat prin tăierea de aşchii profil seceră, de diferite forme şi dimensiuni.

Dispozitivele de încărcare ale combinelor de săpat galerii (fig. XIX. 99) destinate pentru strîngerea din front a masei miniere dislocate de organul de tăiere pot fi de tip *cupă* (fig. XIX. 99, *a*), *braţe încărcătoare* (fig. XIX. 99, *b*), *lanţuri cu raclete* (fig. XIX. 99 *c*), *tambur* (fig. XIX. 99, *d*) şi *lopată* (fig. XIX. 99, *e*).

După schema de lucru, dispozitivele de încărcare cu cupă se asociază cu organe de tăiere foratoare. La rotirea organului de tăiere cupele dispuse pe spatele frezei în poziţie inferioară încarcă masa minieră dislocată, iar în poziţie superioară o descarcă pe

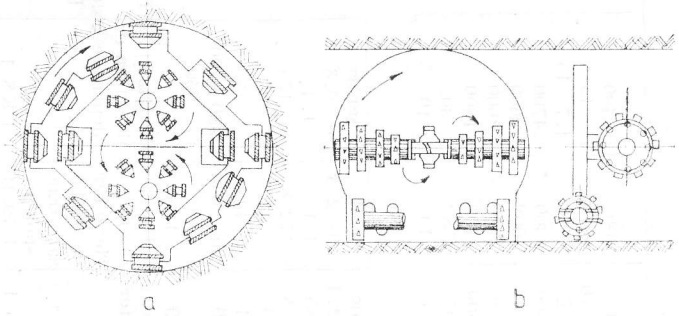


Fig. XIX.98. Principalele organe de tăiere rotativ-planetare.

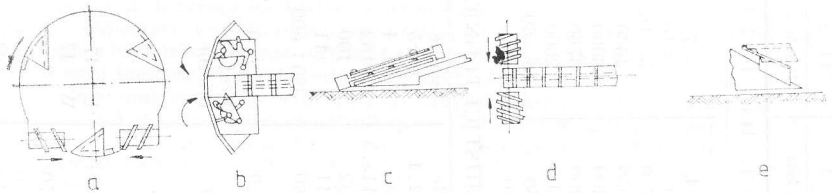


Fig. XIX.99. Principalele tipuri de dispozitive de încărcare.

dispozitivul de transportat-încărcat. În cazul cînd cu organul de tăiere forator se execută o lucrare de formă boltită, se aplică dispozitive de încărcare tamburi-cupe. În acest caz tamburii dirijează masa minieră dislocată spre centrul lucrării, de unde ea este încărcată de cupe.

Tipuri de combine La săparea mecanizată a galeriilor sînt utilizate frecvent următoare tipuri de combine :

Combine cu tăiere puncliformă. Excavează frontul selectiv, cu un braţ mobil telescopic prevăzut cu un tambur rotativ cu cuţite. Braţul se poate mişca în plan orizontal şi vertical prin acţiunea unor pistoane hidraulice, acoperind întreaga secţiune a galeriei. Cuţitele de pe tamburul în rotire excavează roca prin aşchiere, astfel că sub aspectul rezistenţei la compresiune a rocilor, cu aceste maşini se poate excava în roci cu rezistenţe sub 1100—1200 daN/cm² (110—120 MPa), în mod curent această limită aflîndu-se la 500 daN/cm²(50 MPa). Roca detaşată cade pe vatră de unde este evacuată de încărcătoare cu braţe sau de transportoare cu raclete curbilinii de contur sau de tip închis, toate încorporate în maşină, care transferă materialul în spate, evacuîndu-l în vagonete sau pe o bandă transportoare. Maşinile se deplasează pe şenile liber, la pante de 10—15°, dar cu ajutorul troliilor pot lucra şi la înclinări de pînă la 35°. Pentru combaterea prafului

Tabelul XIX. 32

Combine de înaintare cu atac punctiform

Tipul		CI–1	CI–2	PK–7	PK–9R	GPK	DOSCO MK–2A
Țara		România	România	U.R.S.S.	U.R.S.S.	U.R.S.S.	Anglia
DOMENIUL DE UTILIZARE							
Coeficient de tărie, f		4	7	4	400	400	1200
Înclinarea maximă pe direcție,	grade	±10°	±10°	±10°	±10°	±15°	±14°
Profil minim de săpare în arc,	m²	7,0	5–16,5	7	7	4,7–15	10
Lățimea de tăiere maximă,	mm	4050	4660	3300	6300	4700	5570
Lățimea de tăiere minimă,	mm	2890	3000	2600	3000	2600	3050
Înălțimea de tăiere maximă,	mm	3200	3760	2850	3900	3600	4090
Înălțimea de tăiere minimă,	mm	2100	2000	1560	2200	1800	2000
Productivitatea combinei,	m³/h	60	15–60	37	58	30	—
Parametrul abrazivității, a,	mg	10	—	10	10	10	—
CARACTERISTICI TEHNICE							
Modul de deplasare,		șenile	șenile	șenile	șenile	șenile	șenile
Viteza de deplasare,	m/min	0–2,4	0–5	0–2,4	0–2,5	0–6,8	0–7,2
Presiunea specifică pe vatră,	daN/cm²	0,35	1,4	0,85	1,1	1,3	1,3
Puterea instalată,	kW	70–115,5	162	57,8	172,8	175	120 ; 150
Puterea la organul tăietor,	kW	32	100	22	88	95	38 ; 67
Puterea la agregatul hidraulic,	kW	11	11	11	42	55	82
Tensiunea de lucru,	V	380	380 ; 500	380	500 ; 660	380 ; 500 ; 660	500 ; 1000
Viteza transportorului propriu,	m/s	0,9	0,9	0,9	1,0	—	1,3
Subansamble acționate hidraulic	—	Braț tăietor	Braț tăietor	Braț tăietor	Braț tăietor Mecanism de deplasare	Braț tăietor Mecanism de deplasare	Braț tăietor Mecanism de deplasare Transportor
Tipul cuțitelor	—	Wimet	U–47–W–47	RKS 1	1 79 B RKS 1	RKS 1	Wimet
Dimensiuni de gabarit lungime,	mm	6570	7500	5600	7700	10000	7165
Dimensiuni de gabarit lățime,	mm	1470	2500	1500	2800	1600	2400 ; 2910
Dimensiuni de gabarit înălțime,	mm	1740	1645	1250	1830	1500	1640
Masa combinei,	tone	10,84	24	11,7	36	23,5	23,4

se folosesc pulverizatoare de apă montate în apropierea tamburului și desprăfuitoare mobile în front. Mașinile sînt dirijate de la un pupitru central situat pe mașină sau prin telecomandă.

Pe lîngă construcțiile clasice de combine cu tăiere punctiformă care dislocă pe cale mecanică ca urmare a creării în masiv a unei stări de tensiune de către instrumentele tăietoare, au apărut combine care dislocă masivul pe cale hidromecanică, sub acțiunea combinată a cuțitelor și a unor jeturi de apă de înaltă presiune.

Caracteristicile principale ale unor combine cu atac punctiform (cu tăiere selectivă) sînt prezentate în tabelul XIX. 32.

Combinele românești CI-1 și CI-2 sînt prezentate în fig. XIX. 100 și respectiv XIX. 101.

Combine cu impactori. Folosesc ca dispozitiv de tăiere un ciocan percutant acționat pneumatic sau hidraulic cu energie de lovire foarte mare, capabil să excaveze roci tari. Acest ciocan, numit *impactor*, este susținut de un braț montat pe mijlocul de deplasare care cuprinde și instalația pentru producerea energiei de acționare. Energia de lovire a impactorului este cuprinsă între 700 și 3000 J.

Impactorii, acționați pneumatic, prezintă avantajele unei protecții datorită pernei de aer ce se formează la sfîrșitul cursei, iar șocurile preluate de brațul purtător sînt mai reduse. Principalele dezavantaje sînt legate de costul ridicat și zgomotul mare făcut de mașină.

Impactorii acționați hidraulic nu produc zgomot, au mobilitate mai mare, iar energia de lovire și frecvența loviturilor se adaptează mai bine la rocă și situația frontului. Și acești impactori necesită întreținere pretențioasă, iar camerele cu azot folosite pentru amortizarea loviturilor trebuie verificate și recondiționate periodic. Principiul de funcționare al unui impactor hidraulic este prezentat în fig. XIX. 102. Impactorii sînt montați pe brațe manipulatoare (fig. XIX. 103) care asigură susținerea și manevrarea lor în front. Echipamentul de lucru astfel constituit poate fi montat pe diferite tipuri de utilaje sau pe combine special construite. El se montează uneori pe utilaje de încărcat.

Pentru desfășurarea fluxului tehnologic continuu este necesar să se folosească utilaje unitare care să asigure atît dislocarea cît și încărcarea-evacuarea rocii. Părțile principale ale unei combine cu impactor sînt prezentate în fig. XIX.104.

Aceste combine se recomandă pentru dislocarea rocilor fisurate și cu clivaj pronunțat. Cînd în front se găsesc substanțe minerale utile și roci sterile, extragerea se poate face selectiv.

Combine cu tăiere integrală. Pot fi echipate cu cuțite, cu freze și cuțite, cu role. Primele două grupe sînt destinate tăierii în roci moi și de tărie medie, dar suficient de stabile, precum și în roci fără cuarț (cărbune, argile, bauxite, calcar). A treia grupă, cu role, dislocă roci tari pînă la extratari.

După modul de acțiune al organului de tăiere asupra rocilor din front se disting : combine care dislocă rocile *prin strivire* și combine care dislocă roca *sub acțiunea eforturilor de forfecare.*

Combinele cu *acțiune frontală*, care dislocă rocile prin strivire, au cea mai largă utilizare. Organul de tăiere, sub forma unui disc, este echipat cu role. Diametrul organului de tăiere este egal cu diametrul galeriei. Rolele pot fi de diferite forme : cu discuri, cu știfturi (butoni) sau cu dinți. Tipul rolelor, numărul lor și schema de amplasarea pe organul de tăiere se alege în funcție de proprietățile rocilor din front. În timpul lucrului discul este împins continuu spre front și rotit în jurul axei sale. Rolele descriu, astfel, cercuri concentrice pe front, dislocînd rocile prin sfărîmare. La periferia discului sînt montate cupe care ridică materialul mărunt de pe vatra galeriei și îl deversează pe un transportor cu bandă sau cu raclete. Apăsarea discului în front se realizează hidraulic, iar rotirea cu motoare electrice.

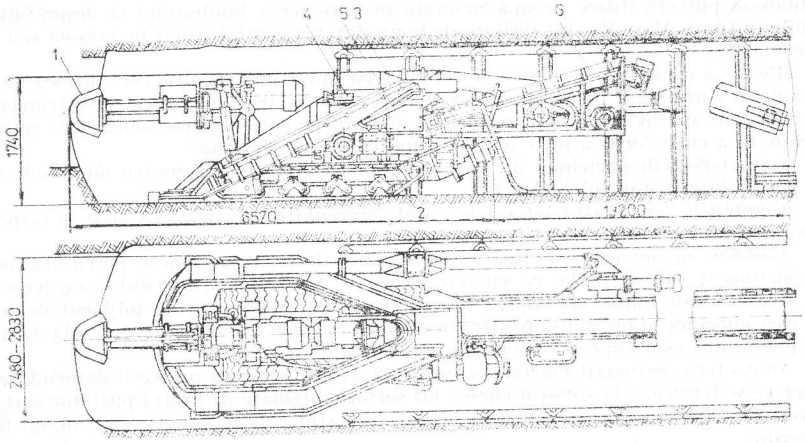


Fig. XIX.100. Combina CI—1:
1 — organ de tăiere; *2* — sistem de deplasare; *3* — transportor înclinat; *4* — echipament electric; *5* — punct de comandă; *6* — transportor cu bare.

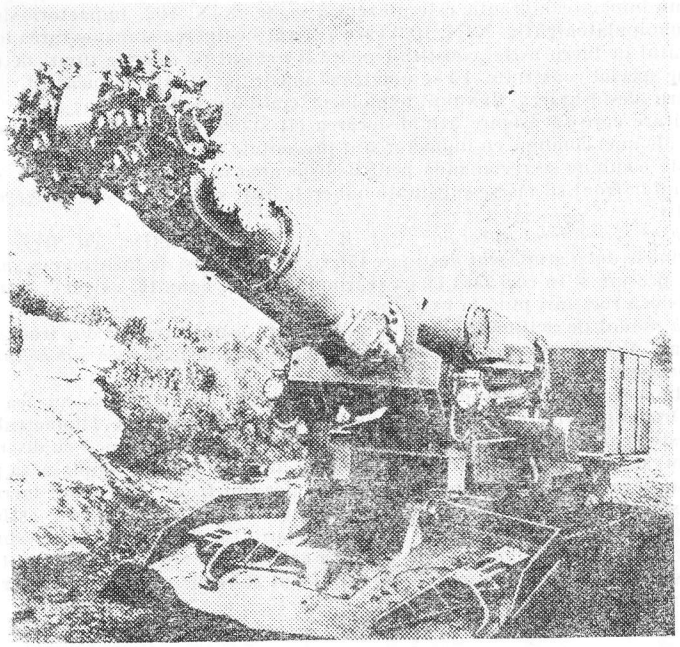


Fig. XIX.101. Combina CI—2.

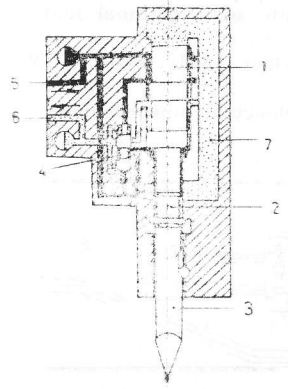


Fig. XIX.102. Schița de principiu a impactorului hidraulic:
1 — piston de lovire; *2* — piston intermediar; *3* — picon; *4* — supapă; *5* — ulei sub presiune; *6* — ulei retur; *7* — canal de deviere.

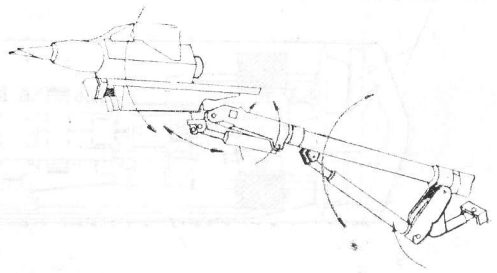


Fig. XIX.103. Braț pentru susținerea și manevrarea impactorului.

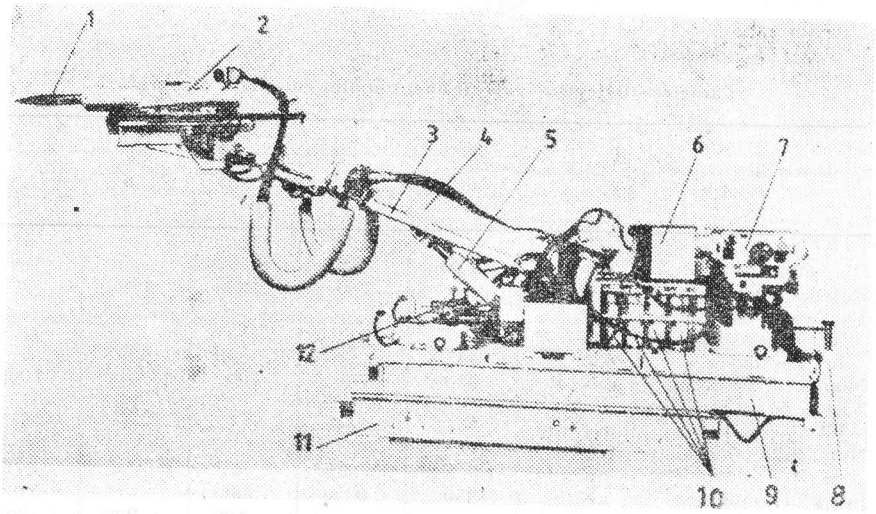


Fig. XIX.104. Combina cu impact:
1 — picon; *2* — impactor; *3* — cilindru pentru telescopare; *4* — braț manipulator; *5* — cilindru pentru ridicarea brațului; *6* — rezervor principal de ulei; *7* — tablou electric; *8, 12* — pupitre de comandă; *9* — rezervor de ulei; *10* — filtru; *11* — sistem de pășire.

Avansarea spre front, la majoritatea tipurilor de combine, se realizează cu sisteme pășitoare. Fixarea în poziția de lucru și pășirea se execută cu papuci acționați de cilindri hidraulici. Instalația laser pentru urmărirea direcției permite obținerea unui înalt grad de precizie în executarea galeriei.

Din această grupă de combine face parte combina Demag TVM—45 (fig. XIX.105) utilizată și la noi în țară (la I. M. Uricani).

În tabelul XIX.33 sînt prezentate caracteristicile tehnice ale unor combine cu tăiere integrală echipate cu role.

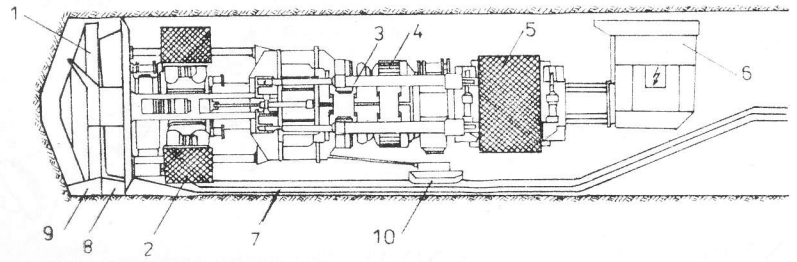


Fig. XIX.105. Schema combinei de săpat galerii tip Demag TVM 45H:

1 — cap de tăiere; *3* — dispozitiv hidraulic de fixare (din față); *3* — cilindru hidraulic de avans; *4* — motor de acționare; *5* — dispozitiv hidraulic de fixare (din spate); *6* — cabină de comandă; *7* — transportor cu raclete; *8* — cupe de încărcare; *9* — curățitoare; *10* — puncte de sprijin.

Tabelul XIX. 33

Caracteristicile principale ale unor combine cu tăiere integrală

Caracteristici tehnice	UM	Tipul combinei				
		ROBBINS 161	WIRTH TB V—H 473	DEMAG TVM 45H	ATLAS-COPCO FF 550	F.G.O. 4,5—AGR—C
Diametru de tăiere	m	4,86	4,73	4,8	5,5	4,6
Puterea instalată	kW	—	760	1000	1000	1200
Puterea motoarelor pentru acționarea capului tăietor	kW	447	—	3×40	430	—
Momentul de rotire	kN·m	950	760	700	—	1000
Viteza de rotire a capului tăietor	rot/min	7	5,4	6,6	—	—
Numărul rolelor tăietoare	buc.	38	—	—	—	36
Forța de împingere	kN	3500	6350	5000	—	5400
Masa	t	—	—	190	230	300

La combinele cu *tăiere integrală*, care dislocă rocile prin forfecare, organul de tăiere este format din 4—5 freze (discuri) echipate la periferie cu dinți sau cuțite din aliaje dure. Frezele sînt amplasate asimetric pe suprafața frontului și execută o rotire planetară în jurul axului longitudinal al galeriei, iar traiectoria de mișcare a lor este o cicloidă.

În fig. XIX.106 este prezentat un organ de tăiere echipat cu freze. Datorită principiului de dislocare, eforturile de apăsare în front sînt mai reduse, iar granulometria rocii mai mare. Se apreciază că numai 25—30% din rocă se dislocă prin tăiere efectivă, iar efortul de apăsare este doar 20—40% față de cel dezvoltat de combinele cu role.

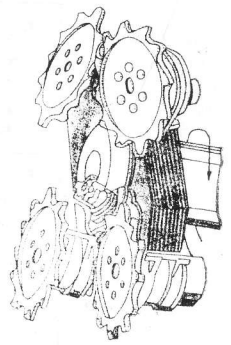


Fig. XIX.106. Organ de tăiere echipat cu freze.

Combinele cu tăiere integrală a frontului prezintă următoarele avantaje: realizează productivități ridicate; asigură grad sporit de securitate a muncii prin izolarea zonei frontului de restul combinei; procesul de lucru se conduce simplu; permit automatizarea procesului tehnologic.

Scheme de tăiere a frontului pentru combine cu atac punctiform. Dacă în cazul folosirii combinelor foratoare cu tăiere integrală din partea *mașinistului* nu se cere să conducă nemijlocit dislocarea în front, în cazul combinelor cu tăiere selectivă, modul de dislocare al acestora depinde foarte mult de experiența mașinistului.

În acele cazuri cînd el cunoaște bine condițiile geologo-miniere și tehnice în care se sapă lucrarea și a ales corect locul de introducere și cele mai raționale mișcări de conducere a coroanei, atunci parametrii de productivitate vor fi ridicați, combina va lucra mai stabil sau, dimpotrivă, vor fi supraîncărcări bruște și consum ridicat de cuțite (instrumente de dislocare).

Ordinea de tăiere a frontului depinde de mulți factori: condiții de zăcămînt ale stratului, starea acoperișului și rocilor înconjurătoare ale lucrării, tăria cărbunelui și a rocii, dimensiunile secțiunii, conținutul în gaze, predispoziția stratului de cărbune pentru erupții de gaze și altele. Practic nu este posibil să se recomande o ordine exactă a lucrului în front. *Mașiniștii*, căpătînd o experiență a lucrului cu combine cu atac punctiform, se perfecționează permanent și săsesc și adoptă cea mai bună schemă și ordine de lucru pentru condițiile tehnico-miniere existente în frontul de lucru respectiv.

Mai jos se dau scheme și ordinea de tăiere în front care au căpătat cea mai mare răspîndire și pot fi recomandate. Aceste scheme (fig. XIX.107) și ordinea de tăiere cuprind principalele condiții geo-miniere și tehnice.

Întrucît forma secțiunii lucrării nu are influență asupra ordinii de tăiere, în figură sînt date numai secțiunile trapezoidale și boltite.

În stabilirea unei sau a altei ordini de tăiere a frontului, este ecesar să se facă orientarea plecînd de la următoarele considerații:

— în cazul săpării unei galerii în mixt, la început trebuie să se facă extragerea cărbunelui apoi a rocii (fig. XIX.107, *a..e*, *i..k*). În primul rînd este de dorit să se extragă partea inferioară din front întrucît aceasta ușurează încărcarea și creșterea productivitatea ei (fig. XIX.107, *f*, *g*, *h*, *k*);

— tăierea se conduce în majoritatea cazurilor în colțul sting inferior și în primul rînd se taie la vatră. Un astfel de început a lucrării de dislocare se explică prin aceea că *mașinistul* vede mai bine colțul sting inferior și lui îi este mai ușor să pătrundă în el.

Dislocarea vetrei este cea mai importantă fază a tăierii, operaţie grea ca execuţie şi este corect ca ea să fie făcută mai comod, adică atunci cînd partea superioară a frontului nu este dislocată (fig. XIX.107, *f*, *g*, *h*, *k*);

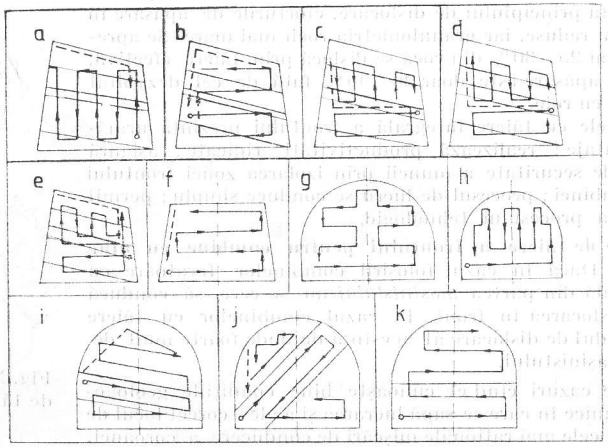


Fig. XIX.107. Schemă de tăiere:
a, *b*, *c*, *d*, *e*, *i*, *j* — front mixt; *f*, *g*, *h*, *k* — front continuu de cărbune sau rocă;
⟶ cursa de lucru a săgeţii; — — → cursa în gol a săgeţii.

— dislocarea frontului este necesar a se face ţinînd cont de stratificaţia stratului de cărbune sau a rocii. În aceste cazuri este de dorit ca în front, coroana să se deplaseze în lungul stratificaţiei, iar nu transversal (fig. XIX.107, *i*, *j*);

— în frontul de cărbune în strat gros adesea este de dorit ca mai întîi să se conture lucrarea, apoi să se disloce mijlocul. Aceasta permite să se reducă sfărîmarea cărbunelui (fig. XIX.107, *g*);

— în cazul tăriei diferite a rocilor este necesar ca mai înainte să se disloce roca cea mai slabă (fig. XIX.107, *i*, *j*);

— în cazul unor roci mai tari, dislocarea se face cu o pătrundere incompletă a coroanei în două sau mai multe etape;

— la secţiuni mari ale lucrării, unde trebuie să se manevreze combina, se poate disloca mai întîi partea stîngă a frontului, apoi dreapta, sau invers (fig. XIX.107, *g*);

— executarea canalului de colectare a apei este de dorit să se facă după conturarea lucrării, întrucît aceasta asigură o execuţie de calitatea a canalului;

— dacă în front se întîlnesc incluziuni de dimensiuni mari, ele se conturează cu coroana, după care cu săgeata se îndepărtează din front. În scopul protejării cuţitelor, coroana nu trebuie să se rotească.

Productivitatea combinelor. Productivitatea combinei de săpat depinde de tipul organului de tăiere, parametrii constructivi şi de regim ai combinei, condiţiile geominiere de lucru, organizarea muncii în front şi alţi factori.

În cele ce urmează se prezintă o metodologie de determinarea a productivităţii pentru combinele de înaintare.

La combinele de săpat ca şi la alte maşini deosebim: productivitate teoretică, tehnică şi de exploatare.

a) *Productivitatea combinelor cu atac punctiform*:

Productivitatea teoretică a combinei, Q_t. Se determină ca maximă posibilă pentru lucrul continuu al organului de tăiere şi se exprimă prin cantitatea de masă minieră detaşată din masiv.

$$Q_t = 60 \cdot H \cdot B \cdot v_t \cdot \gamma \ \text{[t/min]} = 3\,699 \cdot H \cdot B \cdot v_t \cdot \gamma \quad \text{[t/h]} \qquad (2.111)$$

unde: H este înălţimea (grosimea) bancului de cărbune dislocat sau a rocii la deplasarea transversală (orizontală, verticală sau înclinată) a organului de tăiere în front, m; B — adîncime de tăiere a organului de tăiere în masivul de cărbune sau rocă, m; v_t — viteza transversală maximă de deplasare a organului de tăiere în unitatea de timp, m/s (pentru combina PK—9r, de exemplu $v_t = 0{,}19$ m/s); γ — masa specifică a cărbunelui sau rocii, t/m³;

Pentru coroana tăietoare conică a combinei de tip PK:

$$H = \frac{d_c}{2} \ \text{[m]}$$

unde d_c este diametrul maxim al coroanei după vîrful cuţitelor.

Productivitatea tehnică a combinei, Q_{teh}, este mai mică decît cea teoretică şi este productivitatea medie orară maximă posibilă, cu luarea în considerare a timpilor pentru operaţii de manevră care nu se suprapun în timp cu cele de lucru şi pentru schimbarea cuţitelor uzate.

$$Q_{teh} = Q_t \cdot K_{teh} \quad \text{[t/h]} \qquad (2.112)$$

unde K_{teh} este coeficientul de continuitate a lucrului combinei care ia în considerare timpul efectiv de lucru al maşinii ($K_{teh} = 0{,}3 \ldots 0{,}5$); se determină din expresia:

$$K_{teh} = \frac{1}{\dfrac{1}{k_s} + \dfrac{60\ T_0}{L_{oe}} \cdot v_t} \qquad (2.113)$$

în care: k_s este coeficientul de siguranţă al combinei (de obicei $k_s = 0{,}85 \ldots 0{,}095$); L_{oe} — drumul (distanţa) parcurs de organul de tăiere în ciclul de lucru, m; se determină din expresia:

$$L_{oe} = H_1 \left(\frac{B_j + B_s}{2 \cdot d_c} - 1 \right) \quad \text{[m]} \qquad (2.114)$$

în care: H_1 este înălţimea lucrării săpate, m; B_j — lăţimea lucrării jos (la vatră), m; B_s — lăţimea lucrării sus, m; T_0 — durata opririlor combinei într-un ciclu de lucru, min;

$$T_0 = T_p + T_{cm} + T_{sc} \quad \text{[min]} \qquad (2.115)$$

unde : T_p este timpul de pătrundere a organului de tăiere cu mărimea B pentru viteza de avans v_a :

$$T_p = \frac{B}{v_a} \quad [\text{min}] \tag{2.116}$$

T_{om} — consumurile specifice de timp pentru operațiile de manevră legate de îndepărtarea combinei de la front cu mărimea a pentru schimbarea cuțitelor uzate.

$$T_{om} = 200 \frac{L_{oe} \cdot H \cdot B \cdot a \cdot z_s}{z_a \cdot Z \cdot v_a} \quad [\text{min}] \tag{2.117}$$

unde Z_s este consumul specific de cuțite, buc/m³ ; z_a — căderea admisă a cuțitelor, % ; Z — numărul total de cuțite, buc.

Consumul specific de timp la schimbarea cuțitelor :

$$T_{s.c} = L_{oe} \cdot H \cdot B \cdot z_s \cdot t_s \quad [\text{min}]$$

unde t_s este timpul necesar pentru schimbarea unui cuțit, min.

Productivitatea de exploatare a combinei de săpat depinde de opririle arătate mai sus și, de asemenea, de opririle suplimentare datorite cauzelor tehnico-organizatorice :

$$Q_e = Q_t \cdot k_e [\text{ t/h}] \tag{2.118}$$

unde k_e este coeficientul de continuitate a lucrului, care ia în considerare toate felurile de opriri în funcționarea combinei :

$$k_e = \frac{1}{\frac{1}{K_s} + 60 \frac{T_0 + T_{to}}{L_{oe}} \cdot v_t} \tag{2.119}$$

unde T_{to} este durata opririlor din cauze tehnuco- organicatorice, min.

În afara coeficientului $k_e = \frac{Q_e}{Q_t}$, se determină, de asemenea, coeficientul $k_{e.teh} = \frac{Q_e}{Q_{teh}}$, care caracterizează gradul de folosire a posibilităților tehnice ale combinei în condiții concrete de lucru.

b) *Productivitatea combinelor cu tăiere integrală:*

Productivitatea teoretică :

$$Q_t = 60 \cdot S \cdot v_a \text{ [m/h]} \tag{2.120}$$

unde : S este secțiunea în săpare a galeriei, m² ; v_a — viteza de avansare în procesul săpării, m/min. Spre exemplu, pentru combina Demag TVM 45 H se admit următoarele viteze de avans : 2,2 m/h în roci cu rezistența la compresiune de 700 daN/cm² ; 1,7m/h — în roci cu rezistența la compresiune de 700 — 1 000 daN/cm² ; 1,2 m/h — în roci cu rezistența la compresiune de 1 000 — 1 400 daN/cm².

$$Q_{teh} = 60 \cdot S \cdot v_a \cdot K_{teh} \quad [\text{m/h}] \tag{2.121}$$

unde : v_a este viteza de avans a combinei în condiții geominiere concrete, m/min ; K_{teh} este coeficient care ține seama de continuitatea procesului de tăiere denumit și *coeficient de utilizare* ($K_{teh} = 0{,}3 - 0{,}4$) :

Productivitatea de exploatare :

$$Q_e = Q_t \cdot k_e \quad [\text{m/h}] \tag{2.122}$$

unde : k_e este coeficient care ține seama de toate întreruperile tehnologice survenite în procesul concret de producție.

Coeficientul k_e reprezintă, de asemenea, raportul dintre productivitatea de exploatare și productivitatea teoretică.

Pentru obținerea unei eficiențe economice ridicate, combinele cu tăiere integrală pot fi admise la săparea galeriilor cu o lungime mai mare de 300 m și o rezistență satisfăcătoare a rocilor care să permită fixarea lor în deplină securitate. Vitezele de săpare trebuie să fie de 3—4 ori mai mari față de vitezele realizate prin perforare-împușcare și înregistreze valori de 7 — 10 m/zi.

2.4.2. MIJLOACE DE TRANSPORT

Tăierea continuă a rocilor din front în procesul de săpare mecanizată a galeriilor necesită încărcarea și evacuarea rapidă a masei miniere dislocate. Combinele încarcă materialul din front și îl predau unor mijloace de transport. Pentru eliminarea staginărilor în procesul de săpare este necesară alegerea unor utilaje de transport care să poată prelua întreaga cantitate a rocii deslocate.

Pe lîngă transportul rocii este necesar să se asigure transportul materialelor necesare la front. Deși în unele cazuri transportul rocii și materialelor se poate realiza cu același utilaj, practica a dovedit că este bine să se folosească utilaje distincte.

Avansarea frontului determină modificarea permanentă a punctelor de încărcare, transfer, deversare și manevră cu toate implicațiile care decurg din aceste modificări. Modificările trebuie executate în timp scurt și cu multă operativitate, pentru ca staginările datorită lor să fie minime. Pentru reducerea sau eliminarea staginărilor în procesul de săpare este necesar ca mijlocul de transport să fie astfel ales încît timpul afectat pentru prelungirea căilor de rulare să fie minim, iar transportul materialelor spre front să nu influențeze evacuarea rocii din front. Uneori, galeriile se execută în strat și, urmărind sinuozitățile acestuia, au pante variabile. Variațiile de pantă au implicații negative asupra sistemului de transport prin galerii.

Pentru transportul rocii prin galeriile în săpare, se pot utiliza mijloace pentru transport continuu (transportare cu bandă, transportoare cu raclete, instalații de transport hidraulic și pneumatic), sau discontinuu (transport pe cale ferată, instalații de monorai, cărucioare navetă etc). Transportul se poate realiza și combinat, cu condiția corelării tehnico-funcționale a mijloacelor de transport.

Principalii factori care influențează alegerea mijlocului de transport sînt :

— tipul și productivitatea combinei ;
— tipul, destinația și durata de serviciu a galeriei ;
— modul în care galeria urmărește direcția stratului și panta proiectată ;
— secțiunea și lungimea galeriei ;
— tipul susținerii galeriei și modul în care executarea acesteia influențează procesul de tăiere ;
— proprietățile fizico-mecanice ale rocilor în care se sapă galeria.

Transportul continuu al masei miniere. Tăierea cu combina reprezentînd un proces continuu determină corelarea acesteia cu transportul continuu al rocilor. Pentru trans-

portul continuu al rocilor se recomandă utilizarea transportoarelor cu bandă sau a transportoarelor cu raclete. Aceste utilaje pot dispune de capacităţi mari de transport, asigurînd evacuarea rapidă a rocilor. Ele pot prelua variaţiile în anumite limite, ale pantei şi direcţiei galeriilor.

Deversarea rocilor de pe transbordorul combinei direct pe un transport cu bandă sau cu raclete impune lungirea frecventă a acestuia, operaţie care implică staşnări în procesul de lucru. Frecvenţa lungirilor se poate reduce prin introducerea în fluxul de transport, între transbordor şi transportorul principal, a unui transportor călăreţ cu raclete, suprapus peste cel principal. Transportorul călăreţ se poate deplasa odată cu combina. Cînd transportorul principal este cu bandă şi în galerie există instalaţie de monorai, transportorul călăreţ se poate deplasa pe aceasta (fig. XIX.108). Cînd transportorul principal este cu raclete, transportorul călăreţ glisează pe rama acestuia (fig. XIX.109).

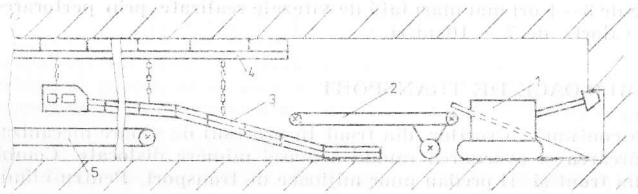


Fig. XIX.108. Transportul rocii cu transportor cu bandă utilizînd transportor intermediar călăreţ ancorat de monorai:
1 — combină; *2* — transbordor; *3* — transportor cu raclete călăreţ; *4* — monorai; *5* — transportor cu bandă.

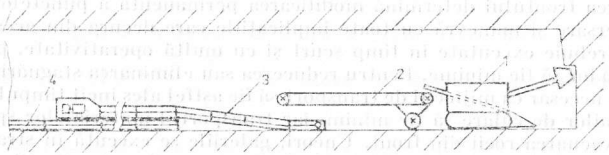


Fig. XIX.109. Transportul rocii cu transportor cu raclete utilizînd transportor intermediar călăreţ:
1 — combină; *2* — transbordor; *3* — transportor cu raclete călăreţ; *4* — transportor cu raclete principal.

Tot pentru reducerea timpului necesar lungirii transportorului din galerie se recomandă (fig. XIX.110) introducerea între transbordorul *2* al combinei *1* şi transportorul cu bandă *3* a unui transportor cu raclete *4*, care necesită pentru lungire un timp mai redus. Acest sistem permite lungirea transportorului cu bandă pe tronsoane lungi de 150 — 200 m. Cea mai indicată soluţie o reprezintă utilizarea transportoarelor cu bandă extensibile.

Transportoarele cu bandă şi raclete prezintă dezavantajul că nu pot asigura transportul în ambele sensuri, nu pot constitui deci mijloace de transport şi pentru materiale sau personal.

La noi în ţară la întreprinderea „UNIO" Satu Mare se produc în prezent transportoarele miniere cu bandă (TMB) prezentate în tabelul XIX.34.

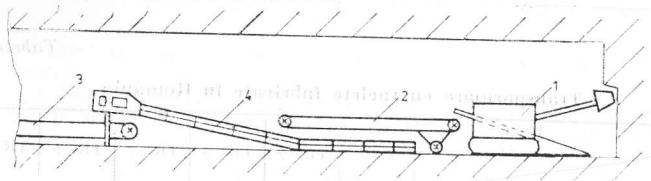


Fig. XIX.110. Transportul rocilor cu transportor cu bandă utilizînd un transportor intermediar cu raclete.

Tabelul XIX.34

Transportoare cu bandă fabricate în România

Tipul transportorului	UM	TMB—800	TMB — 1000	TMB — 1200
Lăţimea benzii	mm	800	1000	1200
Capacitatea de transport maximă	t/h	200	460 ; 600	800 ; 1100
Viteza benzii	m/s	1,6	2 ; 2,5	2,5 ; 3
Diametrul maxim al bucăţilor de rocă transportate	mm	300	500	600
Numărul tobelor de acţionare	buc.	2	2	2
Diametrul tobelor	mm	400	500	630
Numărul maxim şi puterea motoarelor	kW	4 × 22	4 × 37 ; 4 × 55 ;	4 × 75 ; 4 × 100
Lungimea maximă pe orizontală	m	840	1000	900

Aceste transportoare funcţionează în galerii cu înclinarea pînă la 18°; sînt echipate cu bandă greu combustibilă şi antistatică şi echipamentul electric este executat în construcţie antigrizutoasă. Se fabrică în două variante constructive : pentru a funcţiona suspendate de tavanul galeriei sau montate pe vatră.

Întreprinderea „Unio" Satu Mare produce şi transportoare cu bandă de mare capacitate cu lăţimea benzii de : 1400 ; 1600 ; 1800 ; 2000 ; 2200 mm avînd capacităţi de transport de 4700 ; 6300 ; 8000 ; 10 000 ; 12 500 m³/h. Acestea pot fi utilizate la transportul rocilor rezultate din săparea galeriilor cu secţiune mare (tunele). Aceeaşi întreprindere produce şi transportoarele cu raclete prezentate în tabelul XIX.35.

Rocile dislocate din front se pot transporta şi cu instalaţii de transport hidraulic sau pneumatic. Aplicarea acestor sisteme de transport se recomandă în special cînd rocile se utilizează pentru rambleiere.

Transportul discontinuu al masei miniere. Se poate face pe cale ferată, pe monorai, cu cărucioare navetă şi alte mijloace de transport.

Transportul pe calea ferată. Calea ferată prezintă avantajul că permite transportul în ambele sensuri. Vagonetele, după descărcarea rocii, pot transporta materialele necesare la front. Calea ferată asigură un suport mai sigur pentru vehiculare decît vatra lucrării miniere. Ca balast şi material de buraj pentru calea ferată se foloseşte deseori chiar roca dislocată din front.

Transportul pe calea ferată întîmpină mari dificultăţi cînd panta galeriilor se modifică. Această situaţie se întîlneşte frecvent la săparea galeriilor de pregătire care urmăresc stratele de cărbune.

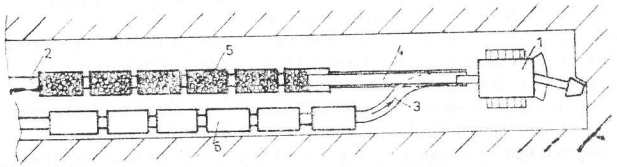
Tabelul XIX.35

Transportoare cu raclete fabricate în România

Caracteristici tehnice \ Tipul	UM	TR—2	TR—3	TR—4	TR—5	TR—6	TR—7
Capacitate de transport	t/min	0,7 ; 1,1	2,5 ; 4,1	4,1 ; 6,0	3,3 ; 4,1	5 ;7	7 ;10
Înclinarea maximă	grd.	±20	±20	±20	±10		±35
Lăţimea jgheabului	mm	444	596	642	596	632	736
Unghiul de deviere al jgheaburilor	grd.	3	3	3	3	3	3
Numărul lanţurilor	buc.	2	2	3 ;2	2	1 ;2	2 ;1
Puterea motorului unui grup de acţionare	kW	13	22	45	40	55	110
Numărul maxim al grupurilor de acţionare	buc	1	4	4	3	4	2
Lungimea maximă	m	60	120	240	120	240	120

Transportul pe calea ferată implică stagnări în procesul de tăiere, cauzate de prelungirea căii ferate şi schimbarea garniturii de vagonete în punctul de încărcare.

Pentru încărcarea vagonetelor, combinelor le sînt ataşate transbordoare. Transbordoarele sînt, de regulă, transportoare cu bandă montate în consolă sau ancorate de elementele susţinerii galeriei. Garnitura de vagonete se încarcă prin deplasarea succesivă a vagonetelor sub capul de deversare al transbordorului. Pentru eliminarea timpului de manevră datorită schimbării vagonetelor, pline sau goale, este indicat (fig. XIX. 111)



Fg. XIX.111. Transportul cu vagonete utilizînd cale ferată dublă provizorie în spatele combinei.

ca în spatele combinei *1* să se monteze un tronson provizoriu de cale ferată dublă *2*. La capetele tronsonului există shimbătoare de cale. Unul dintre ele, *3*, se amplasează sub transbordorul *4* al combinei. Acest sistem de transport permite schimbarea rapidă a vagonetelor pline, *5*, cu cele goale, *6*, în punctul de încărcare.

Pentru protejarea căii ferate este necesară evacuarea apei din galerie. Pentru scurgerea apei prin canal este necesar să se asigure panta minimă de 2‰. Este preferabil ca panta galeriei să fie astfel stabilită încît rezistenţa la mişcare în jos a trenului plin să fie egală cu rezistenţa la mişcare în sus a trenului gol. Pentru eliminarea posibilităţii deplasării libere a vagonetelor pe calea ferată este necesar ca panta galeriei să nu depăşească 7 ‰.

Ecartamentul căii ferate de mină poate avea următoarele valori : 570 ; 600 ; 630 ; 750 ; 760 mm.

Pentru transport se pot utiliza diferite tipuri de vagonete. După construcţia lor vagonetele pot fi : cu *cutie fixă* — care se descarcă prin culbutare ; cu *cutie al cărui perete lateral este rabatabil* ; cu *cutie avînd fund rabatabil* ; cu *cutie basculantă lateral*.

La noi în ţară (la U.M.R. Crişcior) se produc vagonetele de mină ale căror caracteristici sînt prezentate în tabelul XIX. 36.

Tabelul XIX. 36

Tipuri de vagonete de mină fabricate în România

Tipul vagonetului	Capacitatea cutiei [m³]	Dimensiunile vagonetului [mm] lungime	lăţime	înălţime	Ampatament [mm]	Masa netă [kg]
Vagonete cu cutie fixă						
VF—0,6	0,6	1330	794	1100	450	390
VF—0,75/OOA	0,75	1530	794	1100	450	390
VF—1	1	1710	809	1215	475	550
VF—1D—OO	1	1700	810	1222	476	554
Vagonete autodescărcătoare (cu perete rabatabil)						
VA—OO—OO	3	3598	1100	1400	1400	2550
VA—1235—O	3	3600	1100	1400	1400	2300
Vagonete cu cutie basculantă lateral						
VBL—0,6B—O	0,6	1450	744	1179	476	550
VBL—1B—O	1	1900	808	1286	550	680
VBL—1—OO	1	1900	801	1250	550	507
VBL—0,6—OO	0,6	1700	745	1150	450	410

Pe distanţe scurte vagonetele pot fi tractate de trolii cu cabluri. Cablurile utilizate trebuie să aibă coeficient de siguranţă 6 în raport cu sarcina transportată.

Troliile utilizate pot fi cu una sau două tobe.

Tractarea cu trolii se aplică mai mult în punctele de încărcare şi de formare a garniturilor.

Pentru acţionarea troliilor se utilizează motoare electrice.

Locomotivele de mină pot fi acţionate : cu energie electrică, pneumatică sau cu motoare Diesel. Locomotivele acţionate cu energie electrică pot fi cu troleu sau cu acumulatori.

Locomotivele electrice de mină fabricate şi utilizate în România sînt prezentate în tabelul XIX.37.

Locomotivele Diesel de mină (LDM) produse şi utilizate în România sînt : LDM—45 ; LDMS—45 ; LDMH2—45. Acestea sînt acţionate de motoare cu puterea 33 kW, care dezvoltă o forţă de tracţiune de 17 kN. Se înscriu în curbe cu raza minimă de 10 m.

Tabelul XIX. 37

Locomotive electrice de mină

Caracteristici tehnice	UM	cu troleu		cu acumulatori	
		LMT—7	LMT—14	LA—4 (LTA—4) LA—4N	LTA—8
Forţa de tracţiune	kN	13,2	18,5	4,7	16
Viteza	km/h	11,3	15,2	6,42	9,7
Puterea instalată	kw	2×20	2×45	2×4,5	2×21
Tensiunea de alimentare	V	250:550	550	72	240
Raza minimă de înscriere la curbe	m	7	15	6	11
Dimensiuni de gabarit — lungime	mm	4140	6000	3166	4990
Dimensiuni de gabarit — lăţime	mm	980	1250	895	1200
Dimensiuni de gabarit — înălţime	mm	1550	1650	1600	1750
Masa	t	7	14	4	8

Locomotivele de mină pneumatice (LMP) se recomandă în lucrările cu pericol de aprindere al gazelor sau prafurilor explozive. În România se produc locomotivele LMP—25 şi LMP—50 acţionate de unul respectiv două motoare pneumatice.

Datorită marilor dificultăţi legate de manevra vagonetelor la încărcare şi descărcare, capacităţii reduse a acestora şi posibilităţilor reduse de a transporta materiale lungi (elemente de susţinere, şine de cale ferată) în numeroase cazuri se pot utiliza *trenuri navetă autodescărcătoare*.

Vagoanele siloz autodescărcătoare au capacităţi mari de transport şi nu necesită încărcarea prin intermediul transbordorului.

Transportul pe calea ferată captivă. Montarea căii ferate de mină necesită consum ridicat de muncă şi, executîndu-se pe durată mare de timp, constituie o frînă în procesul rapid de săpare mecanizată a galeriilor. Sistemul tradiţional de transport dispune de un grad redus de siguranţă, determinînd deseori stagnări în procesul tehnologic.

O soluţie modernă, economică, cu fiabilitate ridicată pentru transport, o constituie calea ferată captivă (fig. XIX.112). Aceasta are construcţie mai simplă, este compactă şi robustă, se montează uşor şi rapid. Tronsoanele de cale se aşază direct pe vatră şi se îmbină automat.

Dispune de două linii cu ecartament foarte îngust pe care rulează vasele de transport. Siguranţa mărită împotriva deraierilor este determinată de un sistem de role ataşat vaselor de transport, care rulează pe două ghidaje captive.

Acţionarea vaselor de transport se poate realiza cu cablu în circuit închis (ghidat pe un sistem de role) sau cu locomotive. Această cale de rulare poate urmări uşor pantele variabile ale galeriilor.

Pe cale ferată captivă pot rula şi trenuri siloz.

Transportul pe monorai. Montarea la tavanul galeriei a căii pentru susţinerea şi deplasarea vaselor de transport prezintă unele avantaje: calea de rulare nu este afectată de acumulări de apă, de denivelările şi umflarea veterei, de eventualele căderi de rocă pe vatra galeriei.

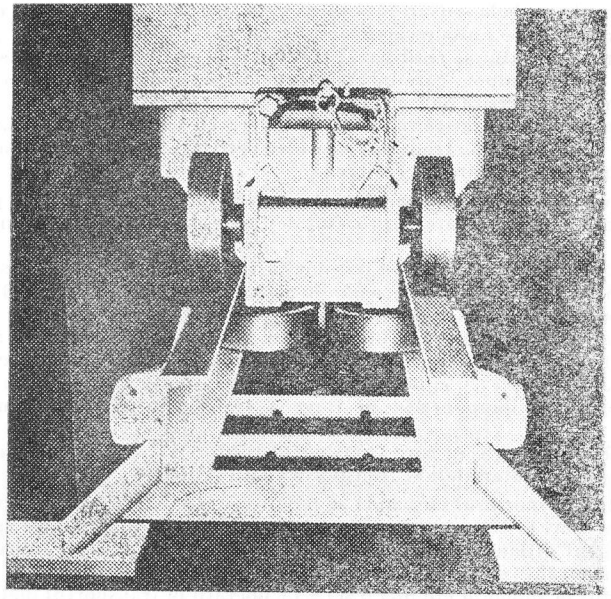


Fig. XIX.112. Cale ferată captivă.

Monoraiul poate fi utilizat cu succes şi în galerii cu pante variabile.

Calea de rulare este formată din una sau două linii executate din segmente de oţel profil I, asamblate printr-un sistem de îmbinare rapidă şi ancorate de elementele susţinerii.

Transportul pe monorai se poate realiza cu locomotive, datorită independenţei în funcţionare a acestora. Pe traseele de transport mai puţin complicate, în minele cu aeraj dificil sau cu gaze şi prafuri explozive, se recomandă acţionarea cu cablu fără fine ghidat pe role. Antrenarea cablului se realizează cu motoare electrice.

Dispozitivele de siguranţă, gradul de protecţie pe care îl asigură transportul pe monorai fac din acest mijloc de transport un instrument fiabil şi eficient care completează gama utilajelor dintr-o galerie săpată prin mecanizare complexă.

Monoraiul poate constitui suport şi cale de rulare pentru transportorul glisant din spatele combinei.

Transportul cu cărucioare navetă pe pneuri. Deşi tăierea rocilor din front se execută continuu, procesul tehnologic de săpare-susţinere este în majoritatea cazurilor discontinuu, deoarece susţinerea galeriilor nu se execută concomitent cu tăierea. Din acest motiv materialul dislocat prin tăierea unui tronson egal cu pasul de armare (susţinere) poate fi preluat de un mijloc care să-l transporte în timpul montării susţinerii. Aceasta se poate realiza cu : *cărucioare navetă pe pneuri* şi *maşini de încărcat şi transportat pe distanţe scurte*. Acestea au construcţie compactă, gabarite mici, sistemul lor de deplasare poate rula pe vetre cu denivelări, mecanismul de direcţie permite o bună manevrabili-

tate şi deplasarea în ambele sensuri fără întoarcerea căruciorului. În locul de depunere a materialului căruciorul se autodescarcă.

Cînd tăierea frontului se realizează continuu, în spatele combinei se amplasează un cărucior cu rol de tampon, care încarcă cărucioarele alergătoare. Cărucioarele pot fi acţionate cu energie electrică sau cu motoare Diesel.

Alte mijloace pentru transportul rocii. În galerii cu secţiune mare (tunele) rocile se pot transporta cu mijloace de transport specifice activităţilor de la suprafaţă, ca : autobasculante, dumpere, tractoare cu remorcă.

Transportul materialelor şi personalului. Prin construcţie, utilajele pentru transport continuu al rocilor dislocate în procesul de tăiere nu pot transporta materialele necesare la front.

În galeriile cu înălţime mare se pot monta transpoartare cu bandă la care ramura plină să fie mult distanţată de cea goală. În această situaţie ramura goală poate transporta spre front materiale şi chiar personal. Acest sistem este totuşi pretenţios şi implică amenajări suplimentare. În acest caz viteza de transport este redusă.

Coloana de jgheaburi a transportoarelor cu raclete poate constitui cale de rulare pentru cărucioare speciale cu ajutorul cărora se transportă materiale la front. Acest sistem nu permite suprapunerea în timp a transportului rocilor cu transportul materialelor.

De regulă, în galeriile în care transportul rocilor se execută cu transportoare cu bandă sau cu raclete, materialele se transportă cu alt mijloc.

Alături de transportorul cu bandă se montează cale ferată sau cale ferată cu ghidaj captiv pentru a servi la transportul materialelor şi personalului. Aceste căi pot servi şi pentru transportul utilajelor din complexele mecanizate de abataj. Alături de aceste transportoare pot fi utilizate cu succes instalaţiile de monorai.

Transportul pe monorai elimină o serie de operaţii la transportul materialelor. Materiale, piesele şi subansamblele mari se ridică cu macarale care rulează pe monorai şi se depun direct în locul destinat. Pentru transportul materialelor şi pieselor mărunte se pot utiliza vase de transport sau containere.

Instalaţia de monorai reprezintă un mijloc sigur pentru transportul personalului. Transportul personalului se realizează în cărucioare special construite.

Cînd în galerii nu este montată nici o cale de rulare şi transportul rocilor se efectuează cu cărucioare navetă pe pneuri, pentru transportul materialelor şi personalului se utilizează acelaşi mijloc de transport. Pentru transportul personalului se utilizează cărucioare construite în acest scop.

2.4.3. SUSŢINEREA GALERIILOR

Modificarea stabilităţii masivului prin săparea unei lucrări miniere este compensată parţial prin realizarea unei susţineri a golului creat. Dezechilibrul apărut în masivul de rocă este necesar a fi menţinut în limitele nedistructive o perioadă de timp, atît pentru securitatea omului, a utilajelor cît şi pentru realizarea susţinerii.

O susţinere se consideră eficientă şi bine aleasă atunci cînd, împreună cu rocile cu care intră în contact direct, formează un ecran de preluare a presiunilor ce se manifestă în jurul golului excavat.

Factorii care condiţionează o bună alegere a tipului de susţinere sînt numeroşi, iar stabilirea unor criterii stricte de dimensionare a susţinerilor este relativă. Stabilitatea lucrărilor, alegerea unei susţineri adecvate condiţiilor concrete şi economice din punctul de vedere al duratei de lucru sînt, în general, condiţionate de foarte mulţi factori. O concordanţă s-a putut stabili între proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor şi caracteristicili lucrării respective.

Noţiunea de *coeficient de stabilitate (n)* vine în ajutorul imediat al aprecierii tipului de susţinere în funcţie de adîncimea la care se află amplasată lucrarea minieră şi principalele proprietăţi fizico-mecanice ale rocilor, şi este dat de relaţia :

$$n = \frac{\sigma_c \cdot \eta \cdot \xi \cdot K}{\gamma \cdot H \cdot K_1 \cdot K_2} \qquad (2.123)$$

în care : σ_c este rezistenţa la compresiune a rocilor, daN/cm² ;

γ — masa volumetrică a rocilor, t/m³ ;

H — adîncimea la care se execută lucrarea, m ;

K — coeficient de influenţă a umidităţii asupra rezistenţei la compresiune ($K = 0{,}8$ pentru gresii ; $K = 0{,}7$ pt. argilă ; $K = 0{,}65$ pt. marne) ;

K_1 — coeficient de concentrare a presiunilor ($K_1 = 2$ la profile circulare ; $K_1 = 2{,}5$ pt. profile semicirculare sau asemănătoare ; $K_1 = 3$ pt. profile dreptunghiulare sau pătrate ;

K_2 — coeficient de influenţă a abatajelor ($K_2 = 1 - 3{,}5$) ;

η — coeficient al alterării structurale ($\eta = 0{,}8$ pentru roci slab fisurate ; $\eta = 0{,}5$ la roci cu un grad mediu de fisurare şi $\eta = 0{,}4-0{,}3$ pentru roci intens fisurate) ;

ξ — coeficient al rezistenţei de lungă durată a rocii ($\xi = 0{,}8-1$ pentru gresii ; $\xi = 0{,}7$ pentru marne şi argile).

Tabelul XIX.38, fără a avea un caracter restrictiv, pune în concordanţă o clasificare a susţinerilor cu domeniul optim de aplicare a fiecărei susţineri, indicînd totodată şi profilul adecvat al lucrării.

O susţinere minieră se consideră bine aleasă atunci cînd compensează următoarele efecte cauzate de golul excavat :

— concentrarea eforturilor în jurul lucrării miniere ;
— mişcarea masivului către golul creat de la elasticitate la fluaj ;
— alterarea fizică şi chimică pronunţată a rocilor din jurul lucrării.

Funcţie de coeficientul de stabilitate, lucrările miniere au fost încadrate în 5 categorii. Fiecărei categorii fi corespunde un anumit tip de susţinere. Profilele galeriilor sînt prezentate în fig. XIX.113.

Se observă din tabel că pentru lucrările cu un coeficient de stabilitate (n) mai mare de 0,4 şi $\sigma_c > 200$, susţinerile posibile de adoptat acoperă cu uşurinţă necesităţile, în timp ce pentru stabilitate mai mică, tipurile de susţineri adecvate se reduc la una sau două posibilităţi, atît pentru susţinerile definitive cît şi pentru cele provizorii.

O susţinere se consideră bine aleasă atunci cînd conlucrează cu masivul, acceptîndu-i deformaţiile, ştiut fiind faptul că rolul susţinerii nu este acela de combatere a presiunilor ci de preluare cît mai elastică a deformaţiilor. Acest lucru a condus la practicarea pe scară tot mai largă a susţinerilor combinate.

În procesul de săpare mecanizată a galeriilor operaţia de susţinere are o pondere cuprinsă între 30 şi 40 %.

Montarea mecanizată a susţinerii metalice în galerii. Evoluţia tehnologiilor de săpare mecanizată a atras perfecţionarea continuă a procedeelor de susţinere mecanizată. Pentru condiţiile şi necesităţile concrete fiecărui bazin, privind susţinerea în arce metalice, operaţie care reclamă un volum mare de muncă şi timp, s-a trecut la realizarea unor

Tabelul XIX.38

Clasificarea și domeniul de aplicare a susținerilor în lucrările miniere orizontale

CLASIFICAREA SUSTINERILOR				DOMENIUL DE APLICARE FUNCTIE DE:						
Susținere	După materialele folosite	După modul de comportare la preluare	După modul de realizare a susținerilor	Rezistența la compresiune a rocilor, σ_c [daN/cm²]	După coeficientul de stabilitate: $n = \frac{\sigma_c \cdot \gamma_i \cdot \xi \cdot K}{\gamma \cdot H \cdot K_1 \cdot K_2}$					Profilul optim conform fig. XIX.113
					⩽ 0,2	0,25–0,4	0,4–0,7	0,7–1,0	> 1	
Definitivă	metal	rigidă	poligonală	> 200			×	×	×	1, 2, 4, 8
			în arce							
		semirigidă	articulate, din bare							
			articulate din arce							
			combinate (arce și bare)							
		elastică	în arce închise							
			în arce deschise							
	beton	rigidă	beton monolit (bătut)	> 200			×	×	×	1, 2, 3, 4
			beton armat							
			beton torcretat	> 400				×	×	
			zidărie	> 200			×	×	×	
			panouri prefabricate	> 50	×	×	×	×		4, 5, 6 7, 8
			tubinguri							6, 7, 8
		semirigidă	zidărie și calupuri de lem	> 200			×	×	×	1, 2, 3, 4
	combinată	rigidă	ancore și torcret	> 100		×	×	×	×	toate profilele
			ancore, panouri și injectări	> 50	×	×	×	×	×	4, 5, 6, 7, 8
			beton și armături metalice	> 100		×	×	×	×	3, 4, 5, 6, 7
		semirigidă	ancore	> 200			×	×	×	toate profilele
			ancore și plasă							
Provizorie	metal	rigidă	poligonală	> 200			×	×	×	3, 9, 10, 11, 12
			în arce							toate profilele
		semirigidă	articulată, din bare							
			articulată, din arce							
			combinată (arce și bare)							
		elastică	în arce închise							
			în arce deschise							
	lemn	semirigidă	poligonală	> 200			×	×	×	3, 9, 10, 11, 12
	materiale speciale	semirigide	speciale (silicatizări, argilizări, congelări)	> 50	×	×				toate profilele
			panouri sintetice		×	×				

instalaţii şi dispozitive de mecanizare a susţinerii metalice atît în condiţiile săpării mecanizate cît şi prin procedeele convenţionale. Pentru mecanizarea susţinerii cu arce metalice s-au realizat în ţară *manipulatoarele* MMA 500, 750 şi 1 000.

Construcţia acestora este simplă, acţionarea fiind asigurată cu ajutorul unui motor electric amplasat pe căruciorul portativ ce culisează pe o cale de rulare tip monorai

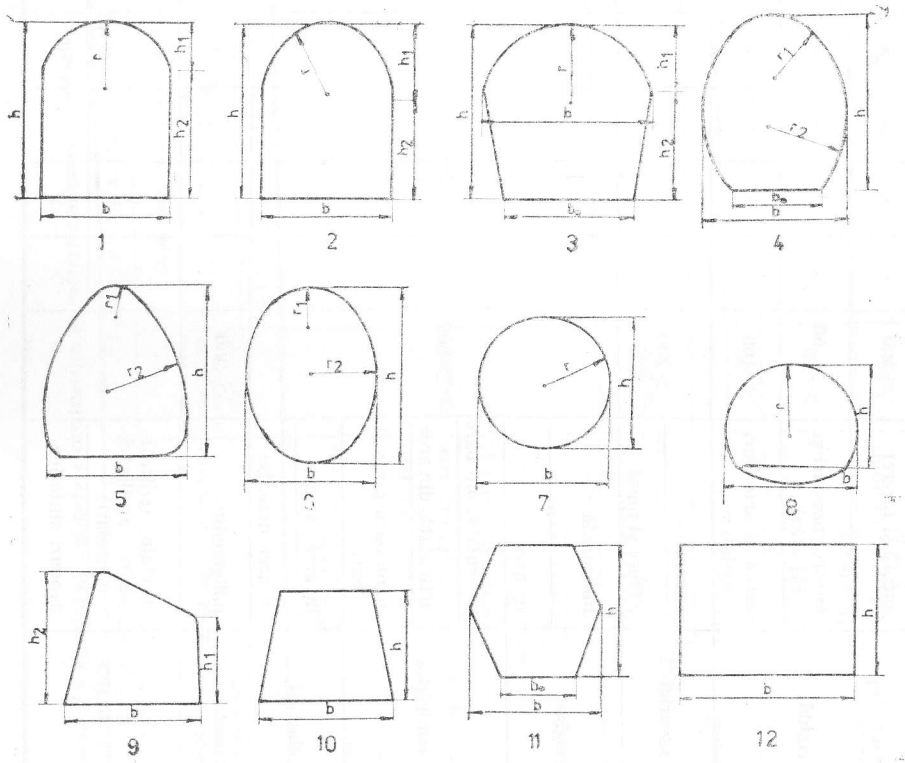


Fig. XIX.113. Diferite profile ale lucrărilor orizontale.

aşezată la tavanul lucrării în săpare. Braţele de acţionare pot fi astfel construite încît să asigure montarea uneia sau a 2—3 armături metalice. Se poate mecaniza numai ridicarea la tavan a grinzilor sau a întregului cadru premontat pe o estacadă amenajată în imediata apropiere a frontului de lucru. Aplicînd o astfel de tehnologie se reduce consumul de muncă cu 50—80 %, timpul de susţinere cu circa 40—60 % şi sporuri în avansările lunare de 50—60 m. Acest procedeu poate fi adaptat atît la lucrările de deschidere, cît şi la cele de pregătire.

Prin mecanizarea susţinerii provizorii în lucrările de deschidere se creează premisele realizării unui flux de săpare continuu, eliminîndu-se strangulările în săpare cauzate de succesiunea operaţiilor.

Montarea mecanizată a prefabricatelor din beton. Prefabricatele din beton se pot monta în imediata apropiere a frontului sau în spatele combinei.

Pentru săparea şi susţinerea mecanizată a galeriei cu prefabricate din beton în imediata apropiere a frontului se poate utiliza *agregatul minier tip „Oltenia"*.

Tehnologia de lucru cu acest agregat elimină operaţia de susţinere provizorie. Menţinînd ideea utilizării unor subansamble de mecanizare larg utilizate în exploatare s-a conceput o tehnologie de lucru cu susţinere definitivă directă în front.

Tehnologia se bazează pe o serie de perfecţionări aduse combinelor de înaintare privind acţionarea hidraulică, precum şi pe experimentările deja efectuate privind susţinerea în galerii cu prefabricate mari de beton armat. Sistemul prevăzut, de asemenea integrat, constă în mecanizarea tuturor operaţiilor miniere şi anume : săparea, susţinerea, amenajarea galeriei, transportul cărbunelui şi materialelor. Subansamblele complexului mecanizat pentru galerii nu sînt în prezent în construcţie de serie, dar pot fi adaptate extrem de uşor prin asamblarea diferitelor organe de maşini miniere existente, prezentate în continuare.

Combina manipulator constă dintr-un braţ de tăiere cu atac punctiform extensibil prevăzut cu un braţ rabatabil suprapus pentru montarea prefabricatelor. Şasiul combinei glisează pe barele montate prin încastrare în elementele prefabricate.

Transportorul cu raclete este oscilant. Transportorul cu bandă portal este în dotarea oricărei combine de înaintare.

Tehnologia de lucru constă în următoarele : se pregăteşte combina pentru tăiere, rabatîndu-se în spate braţul manipulator al prefabricatelor. Partea mobilă a transportorului cu raclete se lasă cu capul de întoarcere pe vatra galerici. Se sapă cu combina un cîmp de minimum 0,5 m, în funcţie de stabilitatea rocii, rocile tăiate fiind încărcate prin cădere liberă pe transportor.

Curăţirea vetrei se face prin manipularea cu atenţie a tamburului combinei în apropierea transportorului. Materialul se încarcă cu ajutorul transportorului portal în vagonete cu flux continuu, datorită unei dublaţii de cale ferată care se deplasează mecanizat.

Combina poate tăia orice profil, dar profilul optim este cel circular, braţul de tăiere fiind articulat în centrul profilului. Avînd în vedere că încărcarea materialului se realizează cu ajutorul unui transportor cu raclete rectiliniu în plan orizontal, combina poate fi folosită cu succes în argilele şi marnele cu tărie mică din bazinul Olteniei.

După excavarea unui cîmp cu lungimea de 0,5—3 m, combina se pregăteşte pentru operaţia de susţinere, prin rabatarea în faţă a braţului manipulator, ridicarea hidraulică a părţii oscilante a transportorului şi montarea cablului transportor pe scripetele în consolă. Prefabricatul de beton se descarcă de pe platformă cu ajutorul macaralei şi se agaţă cu un dispozitiv special la capătul cablului, după care se tractează pe vatra galeriei cu ajutorul troliului hidraulic al maşinii pînă sub organul de tăiere. Capul manipulator fiind extensibil odată cu organul de tăiere şi mobil în toate direcţiile serveşte la poziţionarea prefabricatului de beton armat.

Profilele orizontale pentru suportul combinei şi macaralelor sînt solidarizate de fiecare element cu ajutorul unui şurub care se montează în piuliţa din spatele elementului, această soluţie conducînd la solidarizarea prefabricatelor de beton armat pînă la consolidarea prin injectare cu beton.

O caracteristică cu totul deosebită a acestei tehnologii constă în asigurarea unui spaţiu, în imediata apropiere a frontului de lucru, pentru amenajarea galeriei cu cale

ferată, operaţie care se execută, de asemenea, mecanizat cu ajutorul macaralei şi a dispozitivelor hidraulice.

Cu această tehnologie de susţinere, a căror subansamble de mecanizare nu au o valoare mai mare ca o combină CI—1, se poate asigurara o viteză de avansare a galeriei de 15 m/zi, săpare-susţinere definitivă şi amenajare.

O altă tehnologie de mecanizare de susţinere definitivă este cea de *montare a panourilor prefabricate cu ajutorul unui dispozitiv ataşat combinei* CI—2. Tehnologia a fost aplicată cu bune rezultat e la I. M. Lonea şi direcţionala de la orizontul 350.

Dispozitivul este de construcţie simplă, avînd două articulaţii cilindrice care permit deplasarea unui braţ în plan vertical şi orizontal. Braţul este acţionat hidraulic. Dispozitivul este poziţionat pe reductorul braţului tăietor pentru montarea panourilor pe vatră si tavan şi pe organul tăietor pentru montarea panourilor laterale.

Pentru montarea prefabricatelor, în spatele combinei a fost realizată susţinerea păşitoare SPG—1 pentru galerii.

Aceasta susţine zona frontului în care se execută tăierea şi evacuarea rocii. A fost concepută pentru a lucra în complex cu combina CI—2, pentru galerii cu pereţi drepţi şi tavan boltit, profil specific zonelor cu stabilitate medie. Ea permite montarea susţinerii definitive independent de tăiere-evacuare. Tehnologia de lucru este prezentată în fig. fig. XIX. 114.

SPG—1 se compune din : stîlpii hidraulici portanţi, cadrele de rezistenţă, grinzile ongitudinale, cilindrii de păşire, cilindrii de redresare, apărători laterale, dispozitive de prindere a plasei.

Montarea prefabricatelor în spatele scutului se execută cu un manipulator compus din : corpul manipulatorului, mecanismul de ridicare, braţul manipulator, mecanismul de rotire, căile de rulare, dspozitivul de rulare, grupul de comandă.

Maniupulatoarele au fost realizate în variantele MMP 750 şi MMP 1 000. Susţinerea definitivă se realizează cu panouri prefabricate de tip P1, P2, pentru montarea lor folosindu-se două manipulatoare montate pe pereţii galeriei.

În vederea asigurării unei bune stabilităţi a susţinerii se recomandă umplerea mecanizată a extradosului cu ajutorul maşinilor de tip Mixocret sau MT1, pentru a se putea realiza o săpare-susţinere continuă.

Această tehnologie prezintă o serie de avantaje :
- reduce secţiunea în săpare cu peste 20 % ;
- reduce durata de susţinere cu 80% ;
- reduce consumul de material lemnos cu peste 90 % ;
- reduce consumul de muncă cu 1,2 posturi/m ;
- realizează viteze de 110—120 m/lună galerie săpată şi susţinută definitiv.
- reduce efortul fizic ;
- creşte productivitatea muncii ;
- procesul de săpare-susţnere are o organizare simplă, redată în fig. XIX.115.

2.4.4. TEHNOLOGII TIP DE SĂPARE MECANIZATĂ A GALERIILOR

Caracterizarea tehnologiilor tip de săpare mecanizată a galeriilor. Tehnologia de săpare a unei galerii este o parte componentă (o fază) a tehnologiei de executare a galeriei respective şi numai în particular se confundă una cu cealaltă. În general, însă, tehnologia de executare a galeriei poate cuprinde, pe lîngă faza de săpare, faze separate de lărgire (săpare vatră), susţinere definitivă şi amenajare definitivă cu cale ferată, canal de scurgere a apei, culoar de circulaţie şi montarea reţelelor definitive de transportoare, de alimen-

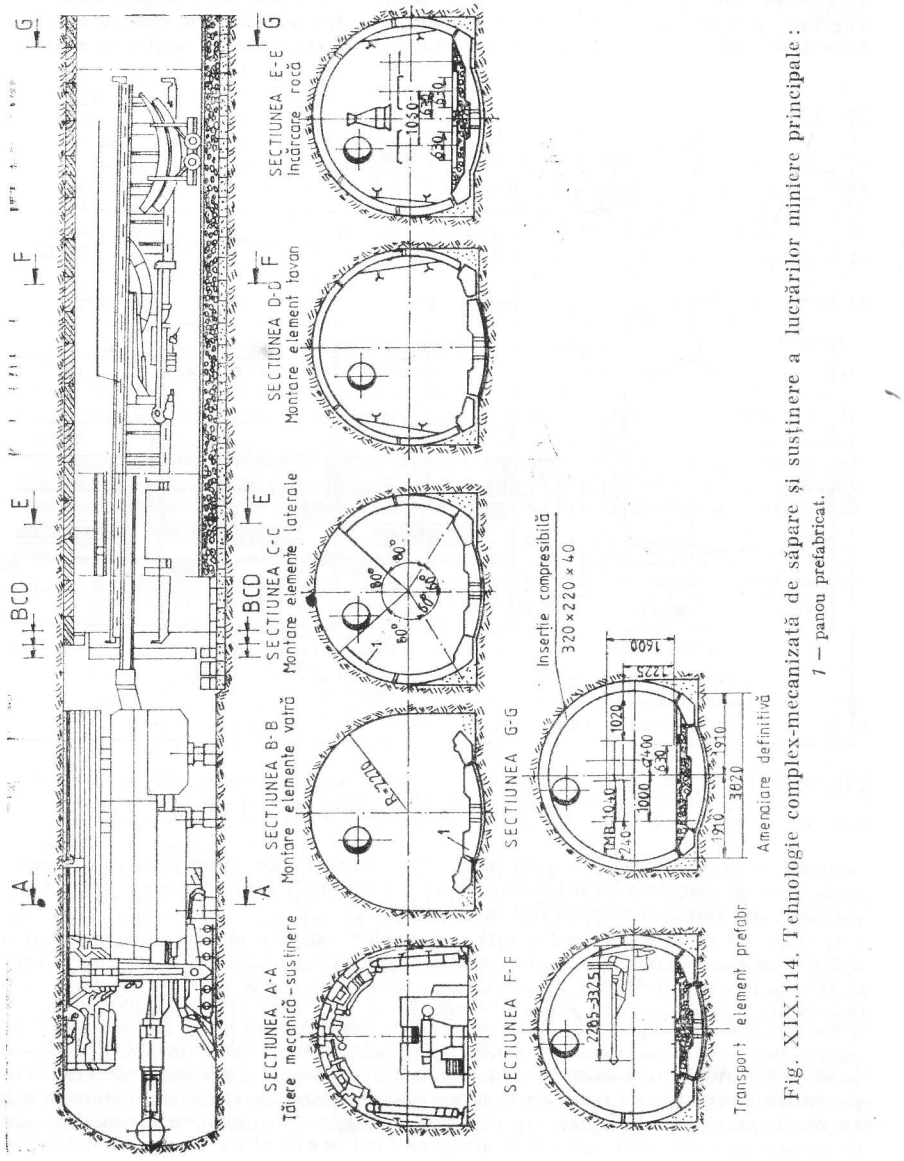


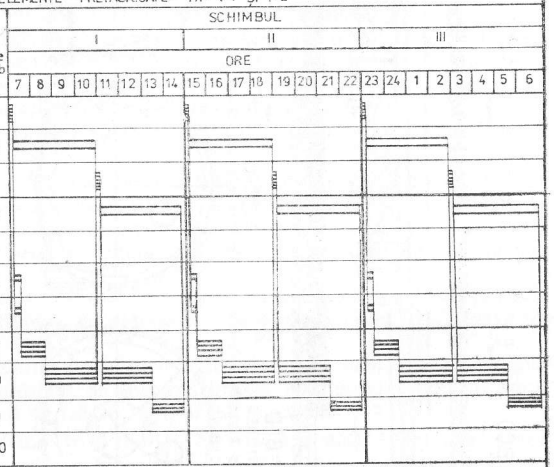
Fig. XIX.114. Tehnologie complex-mecanizată de săpare şi susţinere a lucrărilor miniere principale :
1 — panou prefabricat.

tare cu energie electrică, aer comprimat, apă ş.a. De asemenea, executarea unei galerii cuprinde şi executarea unor lucrări iniţiale specifice galeriei concrete de executat şi tehnologiei de săpare aplicate (atacări, puncte de culbutare, lărgiri pentru staţii de

CICLOGRAMA

DE SĂPARE ŞI SUSŢINERE DEFINITIVĂ CU PROVIZORIE MECANIZATĂ CU COMBINA ŞI SPG-1 ŞI SUSŢINERE ELEMENTE PREFABRICATE TIP P1 ŞI P2

Nr crt	Operaţii principale de executat pe ciclu şi schimb	Timp necesar pe execuţia op pe schimb [min] I	II	III	Nr muncitorilor care participă la operaţii pe schimb I	II	III	Om minute schimb
1	Controlul, preluarea locului muncă preg. sculelor	13	13	13	6	6	6	78
2	Tăierea cu combina şi evacuarea	225	225	225	2	2	2	450
3	Pasirea susţinerii	6	6	6	6	6	6	36
4	Tăierea cu combina şi evacuarea	230	230	230	2	2	2	460
5	Păsirea susţinerii	6	6	6	6	6	6	36
6	Săparea vetrei	20	20	20	2	2	2	40
7	Pregătirea pentru susţinere	20	20	20	2	2	2	40
8	Umplerea cu beton	60	60	60	4	4	4	240
9	Susţinerea definitivă cu prefabric. din beton	290	290	290	4	4	4	1160
10	Lucrări auxiliare	85	85	85	4	4	4	340
	TOTAL	480	480	480	6	6	6	2880



LEGENDA

Muncitori categoria V a = 2
Muncitori categoria IV a = 2
Muncitori categoria III = 2
TOTAL = 6

Avansare pe ciclu = 0,65 m
Avansare pe schimb = 1,3 m
Avansare pe zi = 3,9 m
Avansare pe lună = 100 m
Productivitate = 4 m³ ciclu

Fig. XIX.115. Ciclograma de săpare şi susţinere provizorie-mecanizată cu combina şi SPG—1 şi susţinere definitivă cu elemente prefabricate tip P_1 şi P_2.

monorai, nişe pentru echipamente staţionare, dublaţii sau ramificaţii pentru manevre ş.a.). Unele din lucrările cu destinaţie specială menţionate imediat mai sus pot fi necesare şi după o avansare oarecare cu frontul de săpare.

Potrivit celor de mai sus rezultă că tehnologia de executare a unei galerii poate fi definită ca un ansamblu de soluţii tehnico-inginereşti şi organizatorice care să permită realizarea în condiţii de eficienţă, în deplină securitate, a unei anumite lungimi de galerie incluzînd : tehnologia de săpare şi susţinere provizorie (definitivă), lărgirea şi susţinerea definitivă (cînd acesta nu s-a realizat în prima fază), amenajarea definitivă a galeriei, parametrii fazelor menţionate ; tehnologia şi mecanizarea operaţiilor, secţiunea lucrării, tipul şi densitatea susţinerii, echipamentele utilizate pentru transportul masei miniere provenite de la săpare şi pentru transporturile auxiliare, schemele de alimentare cu energie electrică, prncipalele echipamente electrice, utilajele de combatere a prafului, scheme de amplasare a utilajelor, scheme de aeraj, graficul de execuţie şi graficul forţei de muncă

Prezentarea ce urmează se extinde numai la partea tehnologiei de execuţie a unei galerii care priveşte faza de săpare şi susţinere provizorie (definitivă) ce va fi în continuare numită şi *tehnologie de săpare* şi aceasta pentru cazul particular cînd excavarea se va realiza cu ajutorul combinelor.

Particularităţie unei galerii concrete şi individualitatea condiţiilor geologice din formaţiunile pe care le va străbate lucrarea conduc în practică la tot atitea tehnologii de execuţie cîte galerii concrete sînt de executat. Din acest considerent s-a adoptat noţiunea de *tehnologie tip de săpare mecanizată a galeriilor*, care nu trebuie confundată cu noţiunea de *tehnologie concretă*. Spre deosebire de o tehnologie concretă, o tehnologie tip de săpare mecanizată a galeriilor presupune precizarea unor parametrii care sub aspectul condiţiilor de execuţie şi al caracteristicilor galeriei reprezintă situaţiile cele mai tipice, iar sub aspectul soluţiilor tehnico-inginereşti şi organizatorice caracterizează variantele cele mai raţionale şi eficiente.

Caracterizarea tehnologiior tip de săpare mecanizată a galeriilor este necesară pentru ca orice tehnologie concretă să fie raportată prin diferenţă la o tehnologie tip şi adoptată cu uşurinţă numai prin analiza judicioasă a acestor diferenţe şi prin adaptările ce se impun. De asemenea, stabilirea unor normative şi a unor norme tehnologice şi de consumuri de muncă nu are asigurată o bază raţională fără a se referi la o tehnologie tip, urmînd ca în raport cu aceasta să se exprime corecţiile ce se impun pentru diferitele cazuri particulare.

În definirea unei tehnologii tip de săpare mecanizată a galeriilor, s-a pornit de la identificarea factorilor care influenţează soluţii tehnico-inginereşti şi de la principalii indicatori de rezultat influenţaţi de combinaţia dintre condiţiile în care se execută galeriile şi soluţiile aplicabile.

Se consideră ca *parametri principali de caracterizare a condiţiilor care influenţează soluţiile tehnico-miniere* următorii : numărul galeriilor care se execută simultan ; numărul lucrărilor miniere din care se face atacarea ; sistemul de transport pe lucrările din care se face atacarea ; tăria cărbunelui şi a sterilului din front ; ponderea sterilului (intercalaţiilor) din front ; coeficientul de abrazivitate ; secţiunea de săpare şi secţiunea liberă ; regimul presiunii miniere ; lungimea totală a galeriei care se sapă.

Principalii *parametri de caracterizare a soluţiilor* sînt : tipul combinei ; tipul mijloacelor de transport pe galerie pînă la lucrarea din care se atacă (pentru masa minieră şi pentru materiale) ; tipul şi densitatea susţinerii.

Orice combinaţie a condiţiilor şi soluţiilor tehnice determină soluţiile de organizare şi indicatorii tehnico-economici, în particular determină : regimul de lucru în frontul de săpare ; efectivul pe schimb al echipei, avansările pe schimb, pe zi şi pe lună ; productivitatea muncii la săpare ş.a.

În caracterizarea unei tehnologii de săpare mecanizată a galeriilor se va porni de la informaţiile cu privire la destinaţia şi la caracteristicile rocilor străbătute de acestea, informaţii care provin din proiectele de deschidere şi din programele de pregătire şi exploatare (preliminar anual sau trimestrial). Destinaţia galeriilor şi caracteristicile rocilor străbătute vor determina poziţiile galeriilor de executat în reţeaua de lucrări miniere existente, durata de funcţionare, mijloacele de transport utilizate pe galerii în perioada de exploatare şi implicit secţiunile de săpare şi libere, lungimile galeriilor de executat, forma profilului transversal, felul şi densitatea susţinerii.

Pentru caracterizarea tehnologiei de săpare sub aspectul racordării galeriilor de executat la reţeaua lucrărilor miniere existente şi la sistemul de transport existent se recurge la următorii parametri : numărul galeriilor care se sapă simultan (o singură

galerie sau galerii conjugate cu fronturi apropiate); numărul lucrărilor miniere din care se fac atacările (o singură lucrare sau două lucrări conjugate); sistemul de transport pe lucrările din care se atacă galeriile (cale ferată, bandă, monorai sau combinaţii ale acestora).

Pe baza parametrilor de caracterizare a situaţiei reţelei existente şi a soluţiilor tehnico-miniere de racordare la această reţea, s-au definit tehnologiile tip de săpare a galeriilor din tabelul XIX.39. Trebuie remarcat că numărul tehnologilor posibile de racordare la reţeaua existentă de lucrări miniere este mult mai mare. Numai prin combinaţia genurilor de transport de pe lucrările existente cu genurile de transport de pe galeria care se va săpa (în cazul că se face atacare dintr-o singură lucrare şi se sapă simultan o singură galerie), rezultă peste treizeci de variante tehnologice. În tabelul XIX.39 sînt reţinute numai tehnologiile cele mai răspîndite şi care au condus la cele mai bune rezultate tehnico-economice. Din această listă de tehnologii lipsesc, de exemplu, variante cu extindere mare la minele din ţara noastră şi anume: varianta de transport pe cale ferată cu o singură cale, fără dublaţie demontabilă (vagonetele goale se răstoarnă de pe linie pentru a ieşi cu vagonetele pline); varianta de transport cu o singură cale şi tracţiunea cu releu de trolii montate la circa 250 m unul de altul (aplicată la minele de lignit, pe galeriile cu pantă variabilă care urmăresc stratul); varianta de transport cu transportoare cu raclete şi transportul manual al materialelor (variantă aplicată la galerii relativ scurte 150—200 m). S-au menţionat aceste din urmă variante tocmai pentru a sublinia că nu sînt de natură să conducă la realizări satisfăcătoare. Chiar dacă cu unele din acestea s-au realizat viteze de avansare notabile, acest lucru a fost posibil numai datorită unor consumuri sporite de muncă (productivităţi scăzute) şi unei organizări excepţionale. Apropierea variantelor criticate mai sus de tehnologiie tip pentru săparea galeriilor cu combina se poate realiza prin folosirea transportoarelor uşoare (numai pentru săpare) la săparea galeriilor care nu vor fi echipate cu transport continuu, introducerea monoraiului ca al doilea mijloc de transport sau cel puţin introducerea dublaţiilor mobile şi a preîncărcătoarelor la front.

Tehnologiile tip de săpare mecanizată a galeriilor includ, aproape fără excepţie, un preîncărcător sau un transportor cu raclete deplasabil pe şine pentru a urmări combina. Numai o asemenea soluţie tehnică asigură folosirea combinei la întreaga capacitate, prin evacuarea neîntreruptă pe perioade lungi de timp şi aceasta fie prin culisarea preîncărcătorului (transportorului glisant) pe un transportor staţionar care se lungeşte în schimburi special destinate, fie prin introducerea unui număr corespunzător de vagonete sub preîncărcător (transportor glisant).

Este lesne de observat că o tehnologie raţională de săpare mecanizată impune asigurarea unor echipamente şi amenajări specifice. În fig. XIX.116—XIX.123 sînt prezentate cele mai adecvate tehnologii de săpare mecanizată a galeriilor.

Caracterizarea în continuare a tehnologiilor de săpare mecanizată a galeriilor presupune adoptarea soluţiilor tehnice şi de organizare a operaţiilor la frontul de lucru, probleme care se tratează în paragrafele următoare.

Alegerea combinelor de săpare a galeriilor. Problema alegerii unei tehnologii de săpare mecanizată a galeriilor îmbracă trei aspecte. Primul aspect este de natură economică şi presupune stabilirea eficienţei tehnologiior de săpare mecanizată comparativ cu tehnologiile prin perforare-împuşcare. Al doilea aspect este de natură tehnică şi presupune precizarea tipurilor de combine şi de mijloace de transport care corespund condiţiilor concrete în care se va săpa galeria şi caracteristicilor acesteia. Al treilea aspect este de natură tehnico-economică şi presupune alegerea tipului combinei şi al mijloacelor de transport dintre cele disponibile şi optimizarea parametrilor tehnologiei de săpare.

Tabelul XIX.39

Caracterizarea tehnologiilor de săpare mecanizată a galeriilor

Lucrări existente din care se începe săparea	Lucrări care se execută	Transportul masei miniere dislocate: pe lucrările existente	Transportul masei miniere dislocate: pe lucrarea în săpare	Transportul materialelor	Varianta tehnologică Nr.	Varianta tehnologică Fig.
O singură lucrare minieră	o singură galerie	cale ferată	cale ferată	cale ferată	1	XIX.116
		cale ferată	bandă ce deversează în vagonete	monorai local	2	XIX.117
		cale ferată şi bandă	bandă transbordoare ce deversează pe bandă	monorai local	3	XIX.118
		bandă şi monorai	transportor cu raclete care deversează pe bandă	monorai ramificat	4	XIX.119 XIX.123
	galerii conjugate	cale ferată	bandă pe o galerie	monorai	5	XIX.120
			cale ferată pe cealaltă galerie	cale ferată		
Lucrări conjugate	o singură galerie	bandă pe o lucrare	selectiv; cărbune în vagonete cu deversare pe bandă	cale ferată	6	XIX.121
		cale ferată pe a doua lucrare	steril pe cale ferată			
	galerii conjugate	bandă pe o lucrare, cale ferată pe a doua lucrare	bandă pe o galerie, transportor cu raclete pe cealaltă galerie	monorai	7	XIX.122

Domeniul de utilizare a tehnologiilor de săpare mecanizată a galeriilor este determinat pe de o parte de performanţele tehnice ale combinelor care se construiesc în serie, iar pe de altă parte de considerente economice comparativ cu metodele de săpare prin perforare-impuşcare. Aplicabilitatea unui tip de combină este, în principal, condiţionată de următorii factori : tăria rocilor din front exprimată prin coeficientul de tărie f; abrazivitatea rocilor din front exprimată prin coeficientul de abrazivitate stabilit prin metoda lui *Baron* ; înclinarea lucrării ; secţiunea de săpare (eventual înălţimea şi lăţimea galeriei). Utilizarea eficientă a tehnologiilor de săpare mecanizată a galeriilor este determinată în principal de lungimea galeriei de săpat, viteza de săpare care se va asigura şi volumul anual de galerii ce se vor executa cu o combină.

În tabelul XIX.40 sînt prezentate, pentru diferite tipuri de combine utilizate în ţara noastră, domeniile de valori pentru factorii de influenţă pentru care corespunde fiecare tip de combină. O analiză a acestor date pune în evidenţă existenţa unor suprapuneri parţiale ale domeniilor de aplicabilitate. Pentru a veni în sprijinul specialiştilor s-a conceput un tablou decizional pentru cele mai frecvente probleme de alegere a combinelor. Utilizarea tabelului XIX.40 constă în încadrarea galeriei pentru care se alege

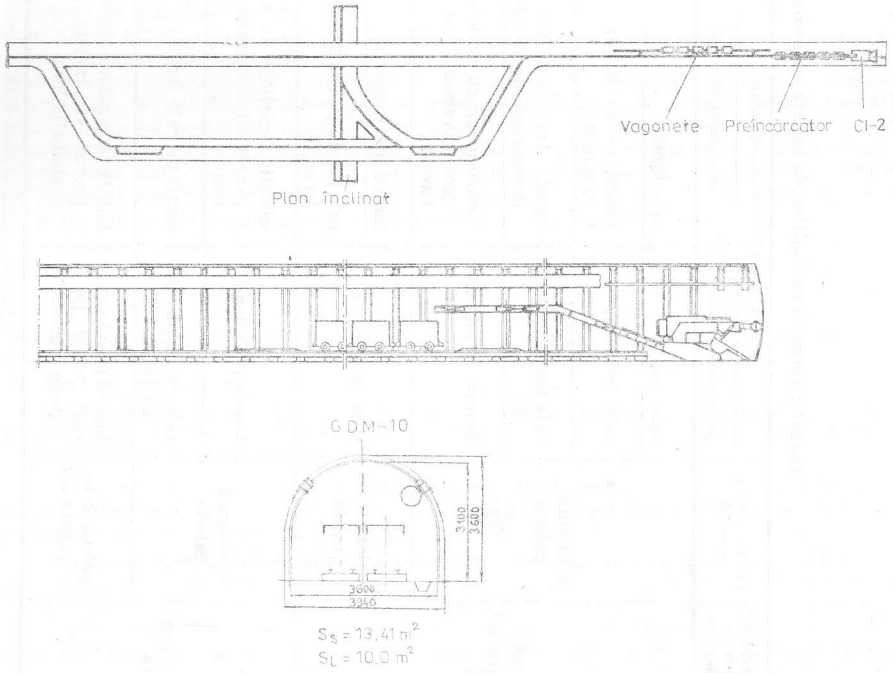


Fig. XIX.116. Tehnologie de săpare mecanizată a galeriilor — varianta 1.

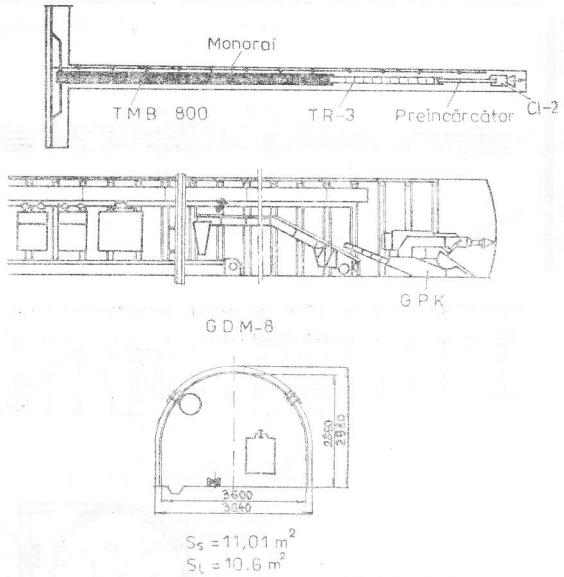


Fig. XIX.117. Tehnologie de săpare mecanizată a galeriilor — varianta 2.

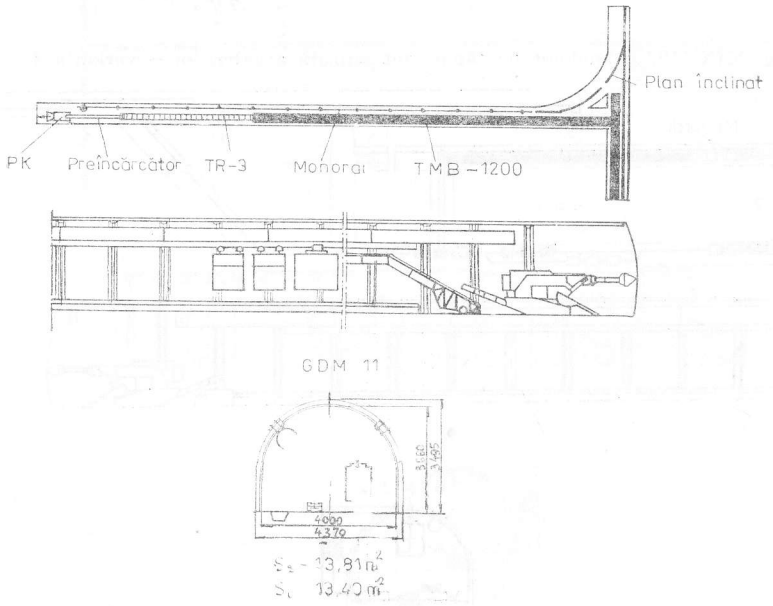


Fig. XIX.118. Tehnologie de săpare mecanizată a galeriilor — varianta 3.

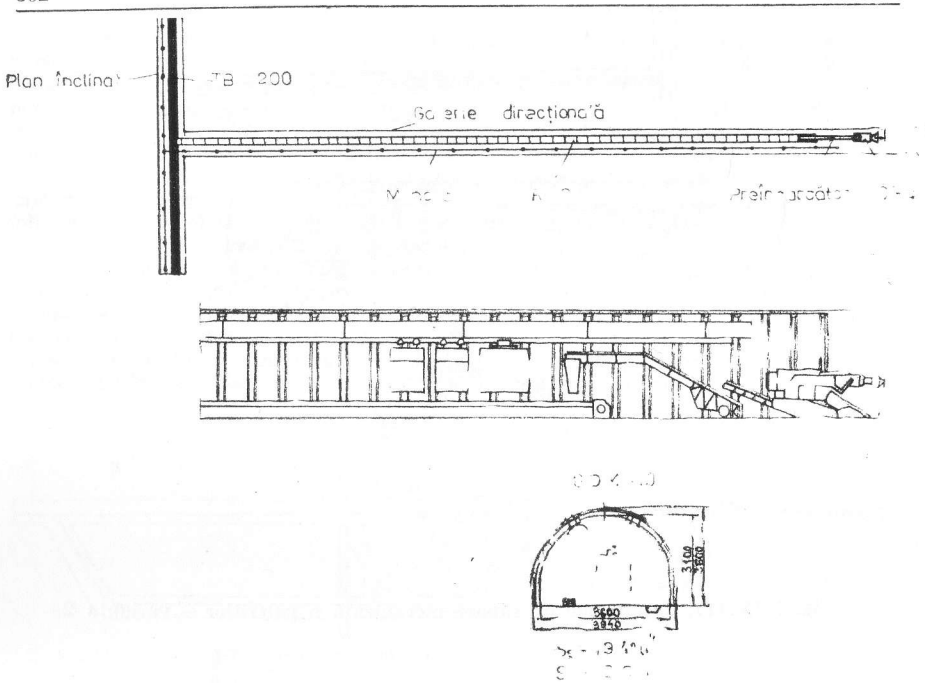


Fig. XIX.119. Tehnologie de săpare mecanizată a galeriilor — varianta 4 :

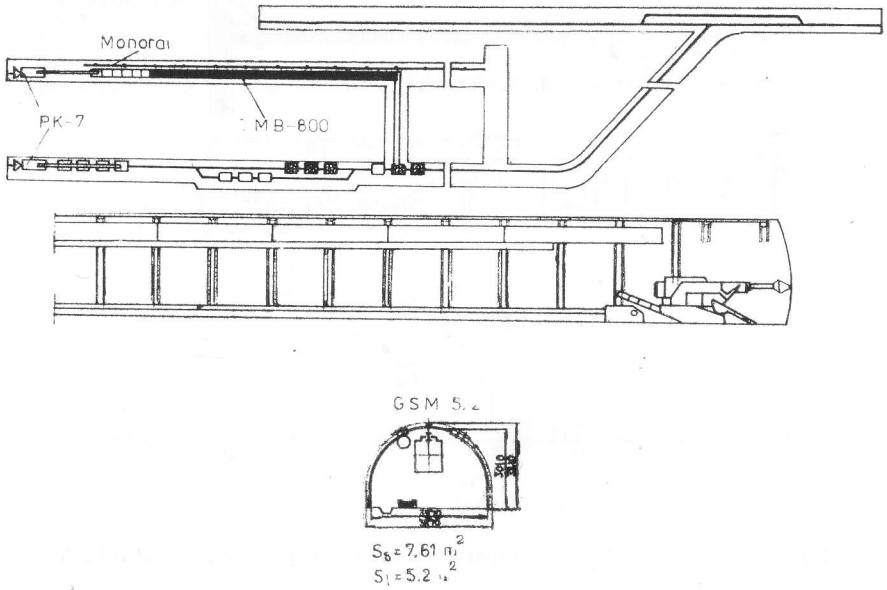


Fig. XIX.120. Tehnologie de săpare mecanizată a galeriilor — varianta 5.

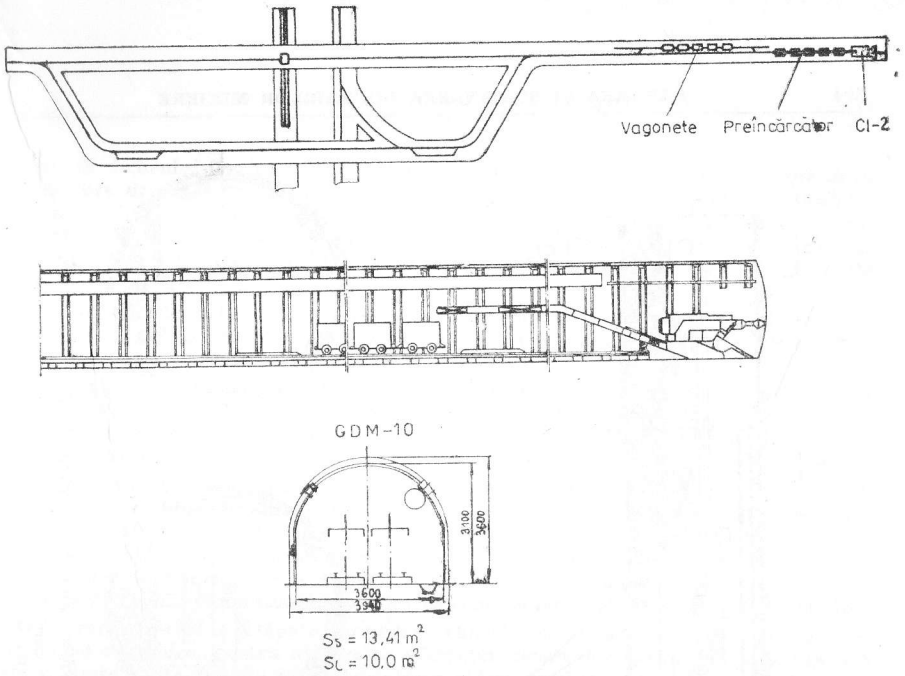


Fig. XIX.121. Tehnologie de săpare mecanizată a galeriilor — varianta 6.

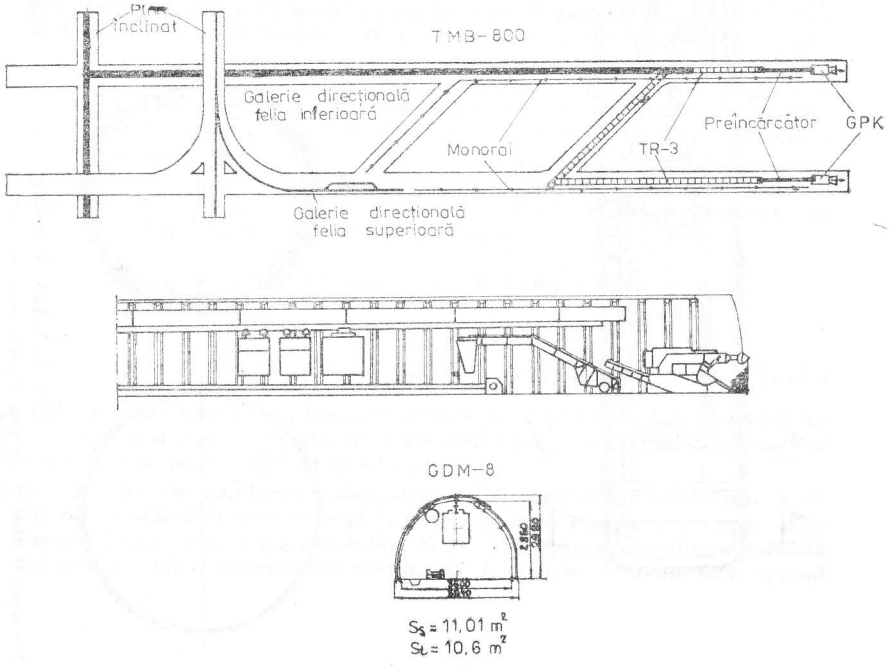


Fig. XIX.122. Tehnologie de săpare mecanizată a galeriilor — varianta 7.

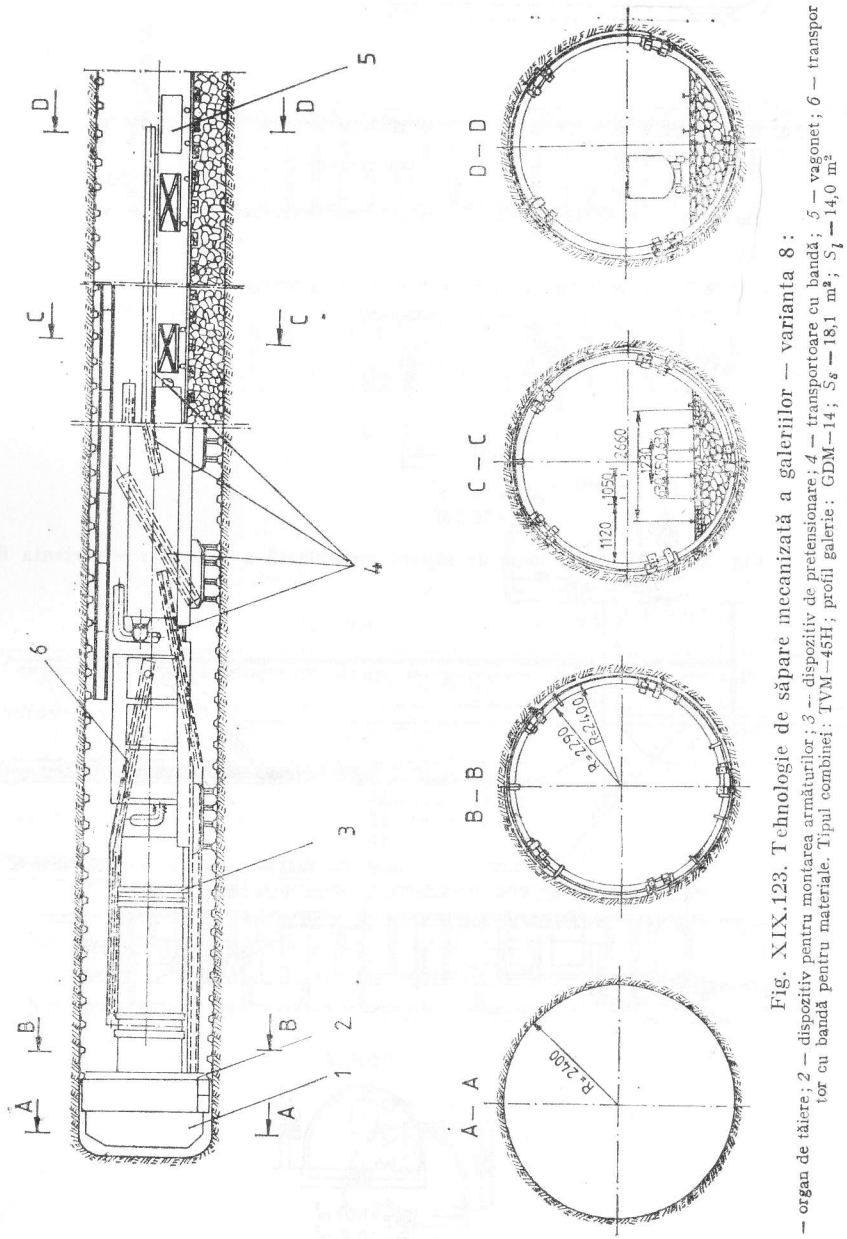


Fig. XIX.123. Tehnologie de săpare mecanizată a galeriilor — varianta 8 :
1 — organ de tăiere ; *2* — dispozitiv pentru montarea armăturilor ; *3* — dispozitiv de pretensionare ; *4* — transportoare cu bandă ; *5* — vagonet ; *6* — transportor cu bandă pentru materiale. Tipul combinei : TVM—45H ; profil galerie : GDM—14 ; S_s — 18,1 m² ; S_l — 14,0 m²

combina în domeniul fiecăruia din factori, pentru ca pe rîndul ultimului factor să se citească spre dreapta, în căsuţele marcate prin „x", tipurile de combine aplicabile. De exemplu, în cazul unei galerii care prezintă o secţiune de săpare de 10,2 m², în zăcăminte cu 20 % steril în front, coeficient de tărie 3, panta 5 ‰, lungime de 200 m, coeficient de abrazivitate 7, se încadrează în clasa 12 de condiţii în care sînt aplicabile 5 tipuri de combine.

Tabloul decizional are atît o valoare practică, prin datele pe care le conţine, cît şi o valoare metodologică pentru adaptări la noi tipuri de maşini şi la diferitele condiţii din bazinele miniere din ţară.

Din tabloul decizional rezultă situaţii în care sînt aplicabile, în egală măsură din punct de vedere tehnic, două sau mai multe combine. Numai în asemenea situaţii rămîne în continuare de rezolvat aspectul referitor la alegerea combinei şi a parametrilor tehnologiei după criterii economice.

În esenţă, trebuie remarcat că gama secţiunilor de săpare este în totalitate acoperită de tipurile de combine disponibile. De asemenea, există un mare număr de tipuri de combine pentru roci cu tăria pînă la $f = 4$, iar pentru $f = 4 - 6$ mai puţine tipuri, totuşi domeniul este şi va fi corespunzător acoperit în viitor. Pentru tării mari ale rocilor situaţia este diferită, domeniul fiind acoperit, de obicei, de una sau două combine.

Aspecte de mare importanţă în utilizarea combinelor sînt cele de natură economică. Galeriile care urmează a fi săpate mecanizat, chiar în condiţiile alegerii corespunzătoare a mijloacelor tehnice, pentru asigurarea eficienţei economice trebuie să aibă lungimi peste anumite limite, funcţie de tipul combinei şi trebuie să se execute cu viteze de avansare mult mai mari decît cele care se realizează în prezent. Mina care adoptă soluţia săpării mecanizate a galeriilor trebuie să asigure, prin planul dezvoltării reţelei de lucrări miniere (preliminar), volume de lucrări de executat de cel puţin 1 500 m/an combină pentru combine cu atac punctiform şi 2 500 m/an combină pentru cele cu atac integral.

Din tabelul XIX.40 rezultă că sînt domenii de condiţii geo-miniere în care este utilizabilă o singură combină şi domenii în care sînt utilizabile mai multe tipuri de combine. Pentru acest din urmă caz apare necesitatea alegerii combinei după criterii economice, simultan cu optimizarea vitezei de avansare.

În scopul stabilirii domeniului de eficienţă economică pentru fiecare tip de combină, se recomandă *criteriul costurilor echivalente minime pe metru de galerie*, exprimat ca funcţie de principalele variabile de influenţă prin expresia :

$$c = c_1[f_1(t_1,\ v,\ S,\ k_s) + f_2(t_2) + f_3(t_2,\ v) + f_4(t_3, d,\ v,\ S)_t + \\ + f_5(v, S)] + f_6(t_2,\ n_c) + f_7(t_2, d,\ S) + f_8(S) + f_9(t_1,\ t_2,\ v) + \\ + f_{10}(t_2,\ L) + f_{11}(S',\ v,\ k_s) + f_{12}(t_1, t_2,\ v,\ e_n)\ \text{[lei]/m} \qquad (2.124)$$

Semnificaţia notaţiilor pentru funcţiile parţiale de costuri $f_1 - f_{12}$, a variabilelor de influenţă, precum şi expresiile matematice ale acestor funcţii şi mărimile constantelor numerice sînt date în tabelele XIX.41 şi XIX.42.

Pentru utilizarea modelul economico-matematic al cheltuielilor echivalente de săpare mecanizată a galeriilor se procedează la introducerea datelor numerice care caracterizează condiţiile geo-miniere şi lucrarea (k_s, S, S', L) şi apoi, pentru fiecare variantă tehnologică rezultată din combinaţia de valori (t_1, t_2, t_3 şi d), se va stabili viteza optimă

Tabelul XIX.40

TABLOU DECIZIONAL
Combine utilizabile în diferite clase de condiții

Obiective, cerințe, restricții privind lucrarea de executat						Numărul clasei de condiții	Soluții de realizare a obiectivelor										
CARACTERISTICILE LUCRĂRII			CARACTERISTICILE ROCILOR				COMBINE UTILIZATE										
Secțiunea de săpare S [m²]	Înclinare α [grd]	Lungime L [m]	Taria rocii f	Ponderea sterilului din front, k_s	Abrazivitate a		CI—1 PK—3	CI—2 Alpine	GPK	PK—7 4—PU	PK9r	4PP2	DOSCO MK	Demag	FGO	Soiuz 14	Soiuz 19
4—4,7	⩽10	⩾150	⩽4	⩽0,25	⩽10	1				×							
				⩽0,25		2			×	×							
4,7—5,3	⩽10			0,255—0,6		3			×								
5,3—7	⩽10			⩽0,25		4	×	×	×	×							
	⩽15			0,25—0,6		5		×	×								
7—8,2	⩽10			⩽0,25		6	×	×	×	×	×						
				0,25—0,5		7		×	×		×						
	⩽15			0,5—0,6		8		×	×								
8,2—9	⩽10			⩽0,25		9	×	×	×		×		×				
				0,25—0,5		10		×	×		×		×				
	⩽15			0,5—0,6		11		×	×				×				
9—12,6	⩽10	150—250		⩽0,25		12		×	×		×		×				
				0,25—0,5		13		×	×		×		×				
	⩽15			0,5—0,6		14		×	×				×				
	⩽10	⩾250		⩽25		15	×	×	×		×	×	×				
				0,25—0,5		16		×	×		×	×	×				
				0,5—0,6		17		×	×			×	×				
	10—15			⩽0,6		18		×	×				×				
	⩽10		4—6	⩽0,75	⩽15	19		×				×	×				

12,6—14	⩽10	150—250	⩽4	⩽0,5	⩽10	20			×		×							
	⩽15			0,5—0,6		21			×									
12,6—14	⩽10	⩾250	⩽4	⩽0,5	⩽10	22			×		×	×	×					
				0,5—0,6		23			×			×	×					
	10—15			⩽0,6		24			×				×					
14	⩽10	⩾1000	4—6	0,6—0,75	⩽15	25						×	×					
			⩽6	⩽0,75		26						×		×		×		
			6—8	⩽1	⩽35	27								×		×		
14—15	⩽10	150—250	⩽4	⩽0,5	⩽10	28			×		×							
	⩽15			0,5—0,6		29			×									
	⩽10	⩾250		⩽0,5		30			×		×	×				×		
				0,5—0,6		31			×			×				×		
	⩽15					32			×							×		
			4—6	⩽0,75	⩽15	33						×				×		
15—16	⩽10	150—250	⩽4	⩽0,5	⩽10	34					×							
		⩾250				35					×	×				×		
			⩽6	⩽0,75	⩽15	36						×				×		
16—18						37						×						×
19		⩾1000	⩽8	⩽1	⩽35	83						×						×

Tabelul XIX. 41

Funcțiile parțiale de costuri la săparea mecanizată a galeriilor

Denumirea funcției parțiale și notația	Expresia algebrică a funcției parțiale	Notații pentru variabile, coeficienți și valorile numerice ale coeficienților
1. Consum de muncă pentru excavare f_1	$f_1 = a_{11}(t_1) + a_{12}(t_1)v + \frac{a_{13}}{v}(t_1) + a_{14}(t_1)v^2 + a_{15}S + a_{16}k_s$ (relație empirică stabilită pe baza datelor practice)	c_1 = retribuția pe unitatea de muncă, lei/om · h. $c_1 = k_1, k_2, R_m$; k_1 — coeficientul sporurilor și adaosurilor proporționale cu retribuția ($k_1 = 1,6$); k_2 — coeficientul costurilor pentru retribuția muncitorilor auxiliari ($k_2 = 1,25$); R_m — retribuția medie tarifară a formației de săpare, conform rețelei de retribuție; v — avansarea pe schimb, m; S — secțiunea de săpare, m²; k_s — ponderea sterilului în frontul de săpare: $a_{11}(t_1) \dots a_{16}(t_1)$ — constante funcție de t_1 — tipul combinei (tabelul XIX.42).
2. Consum de muncă pentru prelungirea căii de transport (transportorului), f_2	$f_2 = a_{21}(t_2)$	$a_{21}(t_2) = 0,534$ pentru transport pe cale ferată; $a_{21}(t_2) = 1,084$ pentru transport cu bandă; t_2 — felul transportului pe galeria care se sapă.
3. Consum de muncă pentru transportul mesei miniere excavate, f_3	$f_3 = a_{31}(t_2) + a_{32}(t_2)v + a_{33}(t_2)v^2$	$a_{31}(t_2) = 0,287$; $a_{32}(t_2) = -0,0402$; $a_{33}(t_2) = 0,00368$ — pentru transport pe cale ferată; $a_{31}(t_2) = a_{32}(t_2) = a_{33}(t_2) = 0$ — pentru transport cu bandă;
4. Consum de muncă pentru susținere, f_4	$f_4 = \frac{1}{d}\left[a_{41}(t_3) + \frac{a_{42}(t_3)}{v} + Sa_{43}(t_3)\right]$	d — distanța între cadrele de susținere, m; t_3 — felul materialului de susținere; $a_{41}(t_3) = 0,245$; $a_{42}(t_3) = 0,238$; $a_{43}(t_3) = 0,084$ — pentru susținere în lemn. $a_{41}(t_3) = 0,284$; $a_{42}(t_3) = 0,276$; $a_{43}(t_3) = 0,097$ — pentru susținere cu arce metalice.
5. Consumuri de muncă independente de tipul mașinilor, utilajelor și materialelor utilizate, f_5	$f_5 = 0,901 + \frac{0,567}{v} + 0,067\,S$	
6. Costuri cu materialele utilizate la amenajarea cu cale ferată, f_6	$f_6 = n_c c_6$	n_c — numărul căilor de transport: $n_c = 0$; $n_c = 1$, $n_c = 2$; c_6 — cost materiale pe metru de cale ferată provizorie (conform normelor de deviz).
7. Costuri cu materialele de susținere și bandajare, f_7	$f_7 = S\left(a_{71} + \frac{L}{d}a_{72}(t_3) + a_{73}(d)\right)$	$a_{71} = 8$; $a_{72}(t_3) = 16$ pentru susținere în lemn; $a_{72}(t_3) = 32$ pentru susținere în arce metalice; $a_{73}(d) = 20,10$ pentru $1/d \leqslant 3$; $a_{73}(d) = 0$ pentru $1/d > 3$.
8. Costuri cu energia de excavare, f_8	$f_8 = c_8 S$	c_8 — costul energiei pe 1 m³ excavat conform tarifului $c_8 \cong 3$ lei.
9. Costuri de amortizare a mașinilor, utilajelor și instalațiilor, f_9	$f_9 = \frac{a_{91}(t_1)}{v} + \frac{a_{92}(t_2)}{v} + \frac{a_{93}}{v}$	$a_{91}(t_1)$=cota zilnică de amortizare în funcție de tipul combinei; $a_{92}(t_2)$=0 pentru transport pe cale ferată; $a_{92}(t_2)$=cota zilnică de amortizare a transportoarelor; a_{93}=cota zilnică de amortizare pentru alte mijloace fixe din dotarea lucrării.
10. Costul total al lucrărilor de montare combină, f_{10}	$f_{10} = \frac{a_{10}(t_1)}{L}$	$a_{10}(t_1)$ — costul total al montării combinei; $a_{10}(t_1) = 14\,000$ lei pentru PK3 și CI—1; $a_{10}(t_1) = 12\,500$ lei pentru 4PU (PK 7); $a_{10}(t_1) = 28\,000$ lei pentru PK—9r; $a_{10}(t_1) = 42\,000$ lei pentru „Karaganda 7/15”; L — lungimea galeriei care se va săpa, m;

Tabelul XIX.41 (continuare)

Denumirea funcţiei parţiale şi notaţia	Expresia algebrică a funcţiei parţiale	Notaţii pentru variabile, coeficienţi şi valorile numerice ale coeficienţilor
11. Alte costuri independente de mijloacele tehnice utilizate, f_{11}	$f_{11} = S'\left(a_{111} + \frac{a_{112}}{v} + a_{113} k_s\right)$	S' — secţiunea liberă a lucrării; $a_{111} = 48$; $a_{112} = 42,6$; $a_{113} = 21$.
12. Pierderi prin imobilizarea investiţiilor f_{12}	$f_{12} = \left(\frac{a_{121}(t_1)}{v} + \frac{a_{122}(t_2)}{v} + \frac{a_{123}}{v}\right) e_n$	$e_n = 0,1 - 0,15$, coeficientul eficienţei economice normate a investiţiilor. $a_{121}(t_1) = 2\,a_{91}$; $a_{122}(t_2) = a_{92}$; $a_{123} = 3\,a_{93}$

Observaţii :

a) valorile coeficienţilor din relaţiile funcţiilor 7, 8, 10, 11 şi 12 au caracter informativ, fiind influenţate de sistemul de preţuri şi tarife al ţării în care s-au efectuat cercetările. O convertire valutară a fost făcută, dar aceasta nu elimină posibilitatea unor mari abateri în raport cu costurile din ţara noastră ;

b) funcţiile 1—6 şi 9, deşi conţin coeficienţii determinaţi prin prelucrarea datelor experimentale, nu ridică probleme pentru că factorii de influenţă sînt de natură tehnică şi tehnologică, urmînd a se folosi tarife, preţuri şi norme de amortizare din ţara noastră ;

c) relaţiile prezentate au, mai ales, valoarea unui model economico-matematic la care se va putea ajunge prin cercetări adecvate pentru condiţiile concrete din bazinele ţării noastre.

Tabelul XIX.42

Coeficienţi de determinare a consumului de muncă, în funcţie de tipul combinei (relaţia f_1)

Tipul combinei	Notaţia coeficienţilor					
	a_{11}	a_{12}	a_{13}	a_{14}	a_{15}	a_{16}
PK—3M (CI—1)	1,598	—0,305	0,368	0,00254	0,116	1,55
4 PU (PK—7)	2,205	0,155	0,581	0,0119	0,124	1,60
PK—9r	1,235	—1,32	0,491	0,0115	0,146	1,58
Karaganda 7/15 C	0,455	—0,485	0,353	0,004	0,189	0,0

de avansare (care minimalizează funcţia c). Varianta optimă se va obţine comparînd valorile funcţiei c obţinute pentru viteza optimă a fiecărei variante. Chiar şi în cazul că se dispune de o singură variantă, problema optimizării vitezei de săpare rămîne şi se rezolvă tot prin găsirea valorii variabilei v ce minimalizează funcţia c care nu mai are şi alte variabile. Modelul prezentat permite analize multiple, funcţie de numărul mărimilor considerate variabile.

O concluzie importantă constă în stabilirea faptului că avansarea lunară este cel mai important factor al eficienţei economice şi, pentru combinele CI—1, PK—3, 4 PU, trebuie să se realizeze peste 400 m/lună.

2.4.5. DETERMINAREA PARAMETRILOR TEHNOLOGIILOR DE SĂPARE MECANIZATĂ A GALERIILOR

Analiza procesului de săpare. În cazul săpării galeriilor cu combina este necesar ca la analiza procesului de săpare să se trateze separat operaţiile care se execută mecanizat faţă de operaţiile care se execută manual, pentru că duratele şi consumurile de muncă aferente operaţiilor mecanice sînt influenţate de factori specifici acestor operaţii. De asemenea, reducerea duratei operaţiilor mecanice nu este posibilă numai prin sporirea numărului de muncitori, ci mai ales prin folosirea combinei la performanţele ei constructive şi prin sporirea priceperii şi bunei organizări a muncii oamenilor care operează combina.

Analiza procesului de săpare cu combina nu se poate face corect, decît în măsura în care se dispune de date privind factorii care influenţează duratele şi consumurile de muncă în cadrul operaţiilor mecanice şi manuale, date care se pot obţine prin cercetări experimentale sau prin prelucrarea datelor obţinute din observaţii, corespunzător organizate, direct la fronturile de lucru. Există mai multe concepţii de analiză a procesului de săpare a galeriilor cu combina. Concepţia de analiză publicată în literatura noastră constă în împărţirea procesului de săpare în complexe de operaţii (tăierea şi încărcarea masei miniere cu combina şi manevrarea vagoanetelor la dublă ; susţinerea cu cadre metalice şi bandajarea galeriei ; montarea căii ferate provizorii ; intrarea în frontul de lucru ; pauză de odihnă ; ieşirea din frontul de lucru ; montarea căii ferate definitive) şi

în continuare împărţirea complexelor de operaţii în operaţii *). În această concepţie de analiză nu se ţine seama explicit de factorii care influenţează duratele şi consumurile de muncă în cadrul operaţiilor. Din acest motiv se vor prezenta alte două concepţii de analiză a procesului de săpare cu combina utilizate în ţări cu mare experienţă în acest domeniu, concepţii în care rezultă cît se poate de clar preocuparea de a surprinde principalii factori de influenţă asupra duratelor şi consumurilor de muncă şi încercarea de a exprima cantitativ influenţa factorilor luaţi în consideraţie.

Există o concepţie de analiză a procesului de săpare cu combina care defineşte separat operaţii mecanice şi operaţii manuale, precizează factorii care influenţează mărimea normativă ce caracterizează operaţia, determină o mărime normativă pentru valori precizate ale factorilor de influenţă şi stabileşte coeficienţi de corecţie pentru valori diferite ale factorilor de influenţă în raport cu valoarea luată în consideraţie la stabilirea mărimii normate. În baza acestei concepţii, complexul de operare a combinei şi asigurarea funcţionării acesteia este împărţit în următoarele operaţii :

Operaţii mecanizate. Există o singură operaţie mecanizată — tăierea propriu-zisă cu combina — pentru care mărimea normativă caracteristică este productivitatea tehnică exprimată în m³/min, determinată pentru rocă cu un anumit coeficient de tărie f. Productivitatea tehnică se corectează cu trei coeficienţi : coeficientul care ţine seama de schimbarea condiţiilor geologice (rocă cu alt coeficient f de tărie, faţă de roca în care s-a determinat productivitatea tehnică) şi coeficientul de disponibilitate. Productivitatea tehnică se normează pentru fiecare tip de combină.

Operaţii manuale. Se identifică cinci operaţii manuale care asigură buna funcţionare a combinei : schimbarea cuţitelor ; curăţirea vetrei în front şi aruncarea materialului pe încărcătorul combinei ; spargerea blocurilor ; schimbarea vagonetului sau garniturii de vagonete ; demontarea şi montarea căii ferate provizorii. De asemenea, se identifică cinci operaţii manuale ale complexului de operaţii de susţinere şi cinci grupe de operaţii auxiliare.

În tabelele XIX.43 şi XIX.44 se prezintă consumurile normate de muncă pentru fiecare din operaţiile menţionate, pe tipuri de combine, factorii de care s-a ţinut seama la determinarea mărimii normative şi coeficienţii de corecţie pentru alte condiţii decît cele normative. Datele din paranteze arată valorile factorilor pentru care au fost stabilite normativele.

Mărimile normative stau la baza calculului consumurilor de muncă, a duratelor şi numărului de oameni, atît pe operaţii cît şi pe m³ excavat sau m³ în profil liber, sau pe ciclu, aşa cum se va arăta în paragraful următor.

O altă concepţie de analiză a procesului de săpare a galeriilor cu combina constă în identificarea operaţiilor procesului şi stabilirea unor relaţii empirice (pe baza datelor obţinute în condiţii industriale), pentru durata şi consumuri de muncă în cadrul fiecărei operaţii, ca funcţii de principalii factori de influenţă. În baza acestei concepţii, procesul de săpare a galeriilor cu combina se împarte în următoarele operaţii : tăierea propriu-zisă cu combina ; operaţii de servire a combinei (revizii, ungere, schimbarea cuţitelor, manevre ş.a.) ; susţinerea porţiunii excavate ; manevre şi supravegherea punctului de deversare de pe transportorul combinei ; prelungirea căii ferate sau transportorului ; operaţii conexe (executarea canalului de scurgere a apelor, prelungirea conductelor şi tuburilor de aeraj, transportul şi descărcarea materialelor ş.a.).

*) Luca M. Economia, organizarea muncii şi producţiei miniere. Editura tehnică, Bucureşti 1969, p. 328—331.

Tabelul XIX.43

Normative tehnologice şi de consumuri de muncă la săparea galeriilor cu combina

Simbolul operaţiei	Specificaţii (denumirea complexelor de operaţii, a operaţiilor şi a coeficienţilor)	Consumuri de muncă normate şi alte valori normative pe tipuri de combine				
		PK 3r	GPK	PK 9r	4 PP 2	
0	1	2	3	4	5	
1	*OPERAŢII MECANIZATE*					
	Excavare cu combina					
	Productivitatea tehnică a combinei, q_1, m³/min	0,5 (pentru $f = 1,5$)	0,9 (pentru $f = 1,5$)	1,2 (pentru $f = 1,5$)	0,35 (pentru $f = 5$)	
	Coeficient ce ţine seama de timpii operaţiilor de manevră şi ajutătoare, k_1	0,9	0,9	0,9	0,9	
	Coeficient ce ţine seama de schimbarea condiţiilor geo-miniere k_2 (influenţa se evidenţiază prin intermediul coeficientului f de tărie a rocii)	$1,417 - 0,308\,f + 0,020\,f^2$	$\frac{1,602}{f} - 0,068$	$\frac{1,614}{f} - 0,076$	$\frac{4,950}{f} + 0,010$	
2	*PERAŢII MANUALE*					
	Pregătirea şi încheierea schimbului, om min/schimb	40 (pentru simplificarea calculelor 1 om min/m³)				
3	Schimbarea cuţitelor, om min/m³	0,402 (pentru f 1,5)				
	Coeficient ce ţine seama de schimbarea condiţiilor geo-miniere, k_3	$0,421 + 0,386\,f$				
4	Curăţirea vetrei şi aruncarea materialului pe încărcătorul combinei, om min/m³ excavat	2,330 (pentru $f = 1,5$)	1,200 (pentru $f = 1,5$)	0,800 (pentru $f = 1,5$)	1,859 (pentru $f = 5$)	
	Coeficient ce ţine seama de schimbarea condiţiilor geo-miniere, k_4	$0,274 + 0,514\,f - 0,029\,f^2$			$0,125 + 0,225\,f - 0,010\,f^2$	

Tabelul XIX. 43 (continuare)

0	1	2	3	4	5
5	Spargerea blocurilor, om min/m³ excavat	0,320 (pentru $f = 1,5$)			0,683(f =5
	Coeficient ce ține seama de schimbarea condițiilor geo-miniere, k_5	0,336 + 0,468 f − 0,017 f^2			0,150 + 0,205f− − 0,007 f^2
6	Schimbarea vagonetului (decuplat), om min/m³	3,07 (pentru n_{sch}=2 oameni); $L \leqslant 40$ m; $f = 1,5$; $q_v = 1,0$ m³			
	Coeficient ce ține seama de schimbarea numărului de oameni de la schimbaraea vagonetelor, k_6	0,810 + 0,091 n_{sch} + 0,002n_{sch}^2			
	Coeficient ce ține seama de schimbarea distanței de transport, k_7	$L/40$			
	Coeficient ce ține seama de schimbarea condițiilor geo-miniere, k_8	0,920 + 0,06 f + 0,002 f^2			
	Coeficient ce ține seama de schimbarea capacității vagonetului k_9	0,59 + 0,41 /q_v			
	Schimbarea vagonetului (în garnitură cu locomotiva), om min/m³ L — lungimea medie de transport; v — viteza medie de mișcare a garniturii; m — număr curse de transport pentru un ciclu de săpare; p — avans pe ciclu, m; S_l — secțiunea liberă a galeriei	$M_{sch} = n_{sch} \cdot \frac{2L}{v} \cdot m \cdot \frac{1}{p\,S_l}$; $T_{sch} = \frac{10\,m}{l_d\,S_l}$ (pentru simplificare)			
7	Demontarea și montarea căii ferate provizorii, om min/ciclu	9,43 p			
	Coeficient ce ține seama de schimbarea numărului de căi, k_{10}	$k_{10} = 1$ pentru o cale; $k_{10} = 2$ pentru 2 căi			

Tabelul XIX.44

Normative de consumuri de muncă pentru montarea susținerii metalice în galerii și lucrări auxiliare

Nr. crt.	Operații	Consumul de muncă
0	1	2
	Operații manuale la susținere	
8	Aducerea materialului de susținere, om min/cadru Coeficient ce ține seama de variația secțiunii, k_{11} Coeficient ce ține seama de distanța de transport L_{tr}, k_{12}	12,5 (S_s = 10,6 m²; $L_{tr} \leqslant 20$ m) 1,159 − 0,068S_s + 0,005 S_s^2 $L_{tr}/20$
9	Pregătirea pilugilor, om min/cadru Coeficient ce ține seama de tăria rocii, k_{13}	11,6 (f = 7) 0,223+0,132 f − 0,003 f^2
10	Îndreptarea pereților și tavanului om, min/cadru (la săparea cu combina lipsește) Coeficient ce ține seama de schimbarea secțiunii lucrării, k_{14} Coeficient ce ține seama de schimbarea tăriei rocii, k_{15}	13,25 (S_s = 10,6 m²; f = 7)
11	Montare și demontare pod, pregătire pene și distanțiere, pregătirea bridelor, verificarea direcției, om min/cadru	0,334+0,060 S_s
12	Montarea cadrului, om min/cadru Coeficient ce ține seama de schimbarea secțiunii, k_{16}	0,216+0,161 f − 0,007 f^2
13	Bandajarea tavanului și pereților cu umplerea golului, om min/cadru; — săpare prin perforare împușcare — săpare cu combina Coeficient ce ține seama de variația secțiunii, k_{17} Coeficient ce ține seama de densitatea susținerii k_{18} (d — distanța între cadre, m)	8,0 41 (S_s = 10,6 m²) 0,359+0,035 S_s + 0,00245 S_s^2 64,0 S_s = 10,6 m² și 1/d = 1 cadru/m 44,8 (idem) 0,447+0,006 S_s + 0,0019 $S_s^{2,5}$ d
	Observație: Toate normativele sînt date pentru montarea manuală a cadrelor de susținere.	
	Operații manuale auxiliare	
14	Montarea căii ferate definitive, om min/m Coeficient ce ține seama de schimbarea tăriei rocilor, K_{19} Coeficient ce ține seama de numărul de căi de transport, K_{20}	43,9 (f = 7) 0,820+0,040 f − 0,002 f^2 K_r = 1−pt. o cale K_r = 2−pt. două căi

Tabelul XIX.44 (continuare)

0	1	2
15	a) Săpare canal fără susținere, om min/m :	
	— prin împușcare	16,1 ($f = 7$)
	— coeficient ce ține seama de schimbarea rocilor, k_{21}	$0,700+0,057\ f - 0,002\ f^2$
	— cu combina	4,5 ($f = 5$)
	coeficient ce ține seama de schimbarea tăriei rocilor, k_{22}	$0,705+0,061\ f - 0,002\ f^2$
	b) Susținerea canalului, om min/m	52,9
	Prelungirea tuburilor de aeraj și a conductei de apă, om min/m	7,8
16	Prelungirea transportorului cu raclete, om min/m	52,6(l_l =1,5 m)
17	Coeficient ce ține seama de lungimea prelungirii (l_l), k_{23}	$0,57 + \frac{0,67}{l_l}$
18	Prelungire monorai, om min/m	20

Tabelul XIX.45

Relații pentru determinarea duratelor, consumurilor de muncă și numărul de oameni pe complexe de operații și operații la săparea galeriilor cu combina

Specificații (complexe de operații și operații)		Parametrul	Relația de calcul
1		2	3
1	Excavare *) Tăierea propriu zisă	Durata, min/m	$t_t = t_{11} + \frac{t_2}{v} + t_{13}S + k_{14}t_s$
	Operații auxiliare (aruncare material pe încărcător, schimbare cuțite, revizii, ungere ș.a.)	Durata, min/m	$t_a = t_t k_a$
	Total excavare	Durata, min/m	$t_1 = t_t + t_a$
		Consum de muncă, om min/m avansare	$m_1 = m_{11} + m_{12}\ v + m_{13}\ v^2 + m_{14}S + m_{15}k_s$
		Număr de oameni calculat/m avansare	$n_1 = \frac{m_1}{t_1}$

Tabelul XIX 45 (continuare)

1		2	3
2	Susținere *)	Durata, min/m	$t_2 = t_{21} + \frac{t_{22}}{v}$
		Consum de muncă, om min/m	$m_2 = m_{21} + \frac{m_{22}}{v} + m_{23}\ S$
3	Evacuare (manevre vagonete, supravegherea punctului de deversare de pe preîncărcător) a) Pentru transport continuu (formație fixă de 2 oameni)	Durata, min/m	$t_3^{(t)} = t_t$
		Consum de muncă, om min/m	$m_3^{(t)} = 2\ t_t$
	b) Transport cu vagonete	Durata, min/m	$t_3^{(v)} = t_t + 8,24 + \frac{5,33}{v}$
		Consum de muncă, om min/m	$m_3^{(v)} = 2t_t + 17,2-2,41\ v + 0,22\ v^2$
4	Prelungirea căii sau mijlocului de transport a) Prelungirea căii ferate	Durata, min	$t_4^{(v)} = 6,50 + \frac{5,1}{v}$
		Consumul de muncă, om min/m	$m_4^{(v)} = 32$
	b) Transport continuu	Durata, min/m	$t_4^{(t)} = 8,46 + \frac{4,4}{v}$
		Consumul de muncă, om min/m	$m_4^{(t)} = 40$
		Numărul de oameni calculat/m avansare	$n_4^{(v)} = \frac{m_4^{(v)}}{t_4^{(v)}}\ ;\ n_4^{(t)} = \frac{m_4^{(t)}}{t_4^{(t)}}$
5	Alte operații auxiliare (executarea canalului, prelungirea conductelor, transport și descărcare materiale)	Consum de muncă, om min/m	$m_5 = 54,03 + \frac{34,03}{v} + 4,02\ S$

*) Constantele sînt date în tabelul XIX.46.

Tabelul XIX.46

Valorile constantelor din relaţiile prezentate în tabelul XIX.45

Specificaţii (denumirea şi notaţia constantei)		Factorii de diferenţiere		
		Tipul combinei		
1. *Pentru excavare*		PK—3M	4PU	PK—9r
Constante pe metru avansare	t_{11}	15,24	14,05	2,29
	m_{11}	65,38	70,51	35,86
Constante raportate la viteza de avansare (v)	t_{12}	11,03	12,1	9,4
	m_{12}	1,83	6,90	5,53
Constante de proporţionalitate cu pătratul vitezei de avansare	m_{13}	0,152	0,493	0,490
Constante de proporţionalitate cu secţiunea de săpare (S)	t_{13}	7,44	1,55	1,82
	m_{14}	4,05	4,36	5,10
Constante de proporţionalitate cu ponderea sterilului din front (k)	t_{14}	10,01	10,98	11,95
	m_{14}	26,59	28,25	27,70
Coeficientul de proporţionalitate pentru operaţiile auxiliare pe combină		0,28	0,28	0,28
		Felul susţinerii		
2. *Pentru susţinere*		Arce metalice		Cadre de lemn
Constante pe metru avansare	t_{21}	18,3		15,7
	m_{21}	29,35		27,83
Constante raportate la viteza de avansare	t_{22}	77,1		66,4
	m_{22}	3,34		5,56
Constante de proporţionalitate cu secţiunea de săpare	m_{23}	10,02		9,56

Pentru fiecare operaţie sau grupă de operaţii menţionate imediat mai sus se dau relaţii empirice în funcţie de factorii care influenţează duratele şi consumurile de muncă aşa cum se prezintă în tabelele XIX.45 şi XIX.46.

Calculul consumurilor de muncă şi a duratelor operaţiilor şi complexelor de operaţii. Consumurile de muncă şi duratele operaţiilor şi complexelor de operaţii se pot determina pe m³ excavat, m³ profil liber de galerie, pe ciclu de săpare şi pe scimb. Pentru aceasta trebuie să se dispună de o analiză a procesului concret de săpare, de date normative corecte pentru componentele procesului şi de relaţii matematice care să permită utilizarea corespunzătoare a datelor normative.

Pentru calculul duratelor şi consumurilor de muncă se vor prezenta trei variante:

Varianta 1 — presupune cunoaşterea normelor compuse m pentru complexele de operaţii repetabile din compunerea procesului simplu sau cel puţin a datelor necesare pentru calculul acestor norme compuse. Se cunosc, de asemenea, timpi normaţi pe om şi schimb pentru complexele de operaţii nerepetabile. Pe baza mnografiei tehnologice a

lucrării se determină volumele specifice de lucrări, V_r, adică volum fizic de lucrare de executat în cadrul complexului de operaţii r, pentru a obţine o unitate de lucrare la nivel de proces simplu (m avans sau m³ excavaţie). Consumurile de muncă pe schimb necesare pentru a asigura o avansare P(m/schimb) se determină cu relaţiile:

— pentru complexele de operaţii repetabile:

$$M_r = P \cdot V_r \cdot m_r \quad \left[\frac{\text{unităţi de muncă}}{\text{schimb}}\right] \tag{2.125}$$

astfel va rezulta:

$M_1 = P \cdot S \frac{\psi}{c} m_1$ — pentru tăiere cu combina, încărcare, manevre, transport, revizii, ş.a.;

$M_2 = \frac{P}{d} m_2$ — pentru susţinerea porţiunii excavate;

$M_3 = P \cdot m_3$ — pentru demontarea şi montarea căii ferate provizorii;

— pentru complexele de operaţii nerepetabile:

$$M_8 = n \cdot t_8 \tag{2.126}$$

astfel va rezulta:

$M_4 = n \cdot t_4$ — pentru intrarea în frontul de lucru;

$M_5 = n \cdot t_5$ — pentru pauza de odihnă;

$M_6 = n \cdot t_6$ — pentru ieşirea de la frontul de lucru.

Relaţia de balanţă a consumului de muncă are forma

$$nt = P\left(S \frac{\psi}{c} m_1 + \frac{1}{d} m_2 + m_3\right) + n(t_4 + t_5 + t_6) \quad \left[\frac{\text{unităţi de muncă}}{\text{schimb}}\right] \tag{2.127}$$

Semnificaţia notaţiilor din relaţii: S — aria secţiunii de săpare a lucrării, m²; m_1 — norma compusă la tăiere, încărcare, manevre, transport (unităţi de muncă/vagonet); m_2 — norma compusă la susţinere (unităţi de muncă/cadru); m_3 — norma de muncă la demontarea şi montarea căii ferate provizorii (unităţi de muncă/m cale); t_4, t_5, t_6 — respectiv, timpi normaţi pentru intrarea în frontul de lucru, pauza de odihnă şi ieşirea de la frontul de lucru; ψ — coeficient de afînare; c — coeficient de umplere a vagonetului; n — numărul oamenilor din echipă pe schimb; d — distanţa între cadrele de susţinere, m; t — durata schimbului.

Teoretic relaţiile prezentate permit calculul duratei ciclului pentru o avansare P(m/schimb) adoptată şi avans pe ciclu impus, ca şi calculul duratei fiecărui complex de operaţii din ciclu pentru pas pe ciclu impus şi număr de oameni adoptat. Nu se prezintă detalii privind calculele pentru că această variantă de determinare a parametrilor tehnologici şi organizatorici prezintă o seamă de neajunsuri şi nu se recomandă aplicarea în

în practică, cel puţin pentru tehnologiile de săpare cu combina, din următoarele considernte :

— consumurile de muncă nu sînt normate diferenţiat pe operaţii manuale şi mecanizate ;

— pentru stabilirea parametrilor tehnologici, în cazul proceselor cu grad ridicat de mecanizare, trebuie să se ţină seama de siguranţa în funcţionare a fiecărei maşini (utilaj) şi pe ansamblul schemei tehnologice ;

— relaţiile nu permit corecţii pentru schimbări de condiţii în raport cu cele care au stat la baza determinării normelor ;

— relaţiile nu ţin seama de importanţi factori organizatorici între care plasări limită (inferioară — superioară) a operaţiilor cu personal şi diminuări de productivitate a muncii pentru creşteri de plasare ;

— normele şi normativele de muncă din principalele bazine ale ţării nu sînt elaborate în concepţia de analiză a autorului menţionat.

Variantele care se vor prezenta în continuare sînt mai puţin marcate de neajunsurile menţionate şi pot constitui un model pentru reconsiderarea întregului sistem de normare a muncii la săparea galeriilor cu combine.

Varianta II. Consumurile normate de muncă se determină separat pentru operaţiile mecanizate şi manuale, avînd ca mărimi normative datele din tabelele XIX.43, XIX.44 şi XIX.47.

Tabelul XIX.47

Coeficienţii de disponibilitate, k_d

Maşina (utilajul)	Formula de calcul a coeficientului k_d
Combina 4 PP 2	$0,885-0,012\ f$
Comnina PK 9r	$0,870-0,014\ f$
Combina GPK	$0,884-0,016\ f$
Combina PK 3r, CI—1	$0,860-0,020\ f$
Preîncărcător	0,95
Transportoare	0,95

Spre deosebire de varianta I, pentru consumul total de muncă există relaţia

$$M = \frac{k_0}{k_d} \sum_{i=1}^{u} M_{ui} + \frac{k_0}{k_d} \sum_{i=u+1}^{v} M_{mi} \quad \left[\frac{\text{om min}}{\text{schimb}}\right] \tag{2.128}$$

în care : k_0 este coeficientul de majorare a consumului de muncă pentru odihna reglementară ($k_0 = 1,11-1,17$; se va lucra cu un coeficient mediu $k_0 = 1,15$) ; k_d — coeficientul de majorare a consumului de muncă pentru întreruperi în funcţionarea utilajelor (se calculează pe baza coeficienţilor de disponibilitate ai utilajelor legate în serie care au valorile din tabelul XIX.47 în cazul operaţiilor mecanizate, şi se consideră $k_d=1$ pentru operaţiile manuale) ; M_{ui} — consum de muncă în cadrul operaţiei mecanizate i, $(i = \overline{1, u})$; M_{mi} — consum de muncă în cadrul operaţiei manuale i, $(i = \overline{u+1 ; v})$; u — numărul operaţiilor mecanizate din compunerea procesului ; v — numărul total de operaţii pentru care se stabileşte consumul de muncă.

Pentru determinarea consumului de muncă necesar executării operaţiilor mecanizate trebuie să se cunoască productivitatea maşinii (utilajului) q_i şi numărul de oameni (formaţie fixă care asigură operarea) n_i, respectiv să se facă corecţia productivităţii maşinii cu coeficienţii determinaţi în acest scop. În cazul săpării cu combina se consideră o singură operaţie mecanizată (tăierea propriu-zisă cu combina) pentru care consumul de muncă normat se determină cu relaţia :

$$M_{u1} = PV_1 \frac{n_1}{q_1 k_1 \cdot k_2} \quad \left[\frac{\text{om min}}{\text{schimb}}\right] \tag{2.129}$$

în care : P este avansarea pe schimb, m ; V_1 — volumul excavat pentru avansarea de un metru ($V_1 = S_s$; S_s — secţiunea de săpare) ; q_1 k_1, k_2 se iau din tabelul XIX.43.

Pentru operaţiile manuale consumurile de muncă se determină cu relaţia generală :

$$M_{mi} = P \cdot V_i \cdot m_i \cdot k'_i \quad \left[\frac{\text{om min}}{\text{schimb}}\right] \tag{2.130}$$

în care V_i reprezintă volume specifice de lucrări în operaţia manuală i pentru un metru avansare în galerie ; m_i — normativ de consum de muncă în cadrul operaţiei manuale i exprimat în om · min pe unitatea fizică în care se dă V_i ; k'_i — coeficient general de corecţie a consumului de muncă, produs al coeficienţilor din tabelele XIX.43 şi XIX.44 respectiv $k'_i = 1$ dacă nu se prevăd coeficienţi de corecţie.

Pentru alte detalii se va urmări exemplul din paragraful următor.

Varianta III. Pentru calculul consumurilor de muncă se utilizează relaţii de forma celor din varianta II pentru operaţii manuale. În aceste relaţii toţi coeficienţii k'_i sînt egali cu unitatea, toate volumele specifice V_i sînt egale cu unitatea pentru că consumurile normate m_i se dau chiar pe metru avansare. Valorile m_i se calculează cu relaţiile din tabelul XIX.45 pentru $v = P$ (m/schimb) şi pentru secţiunea de săpare $S_s = S(\text{m}^2)$ pentru lucrarea considerată. Rezultă deci o relaţie generală a consumului de muncă :

$$M = v \sum_{i=1}^{v} m_i \quad \left[\frac{\text{om min}}{\text{schimb}}\right] \tag{2.1.31}$$

Varianta III nu presupune calculul duratei ciclului şi operaţiilor din relaţia de balanţă ca în cazul variantei I, ci folosirea relaţiilor empirice din tabelul XIX.45 pentru t_i, adică durata ciclului va fi :

$$T_c = d \sum_{i=1}^{v} t_i \quad \left[\frac{\text{min}}{\text{ciclu}}\right] \tag{2.132}$$

unde : d este avansarea pe ciclu, t_i — valori calculate cu relaţiile din tabelul XIX.45 pentru fiecare operaţie (grupă de operaţii) care intră în compunerea ciclului.

Cunoscînd durata ciclului şi a schimbului, se poate determina numărul de cicluri. Problemele referitoare la adoptarea numărului de cicluri şi a numărului de oameni urmează a fi tratate în momentul analizei soluţiei de organizare a procesului de săpare.

2.4.6. ORGANIZAREA SĂPĂRII MECANIZATE A GALERIILOR

Regimul de lucru al frontului. Analiza posibilităţilor de suprapunere a operaţiilor. Principalii parametri prin care se caracterizează o soluţie de organizare sînt : regimul de lucru al frontului de săpare, forma de organizare a muncii, durata ciclului, numărul oamenilor pe schimb din echipa de săpare, avansarea pe schimb şi numărul de cicluri pe schimb.

Regimul de lucru al frontului de săpare mecanizată trebuie astfel ales încît să se asigure timpul necesar pentru executarea lucrărilor auxiliare periodice (lungirea transportoarelor, a căii ferate, a liniei de monorai ş.a) şi a lucrărilor de revizii şi reparaţii.

Cele mai răspîndite regimuri de lucru pentru săparea mecanizată a galeriilor, care nu se organizează în regim de avansare rapidă, sînt caracterizate prin prevederea unui schimb pe zi şi a unei zile pe săptămînă în care nu se programează avansare. La un regim de lucru al minei pe trei schimburi pe zi şi şapte zile pe săptămînă, ar însemna ca fronturile de săpare mecanizată a galeriilor să fie prevăzute cu echipe de săpare în două schimburi pe zi şi în şase zile pe săptămînă. În schimbul şi în ziua în care nu se prevede avansare, personal electromecanic organizat la nivel de sector va executa lucrări auxiliare, pregătitoare şi de revizii şi reparaţii.

Un regim de lucru intermediar între cel menţionat (cu schimburi şi zile fără avansare) şi regimul de lucru neîntrerupt („foc continuu") aplicabil în cazul organizării unor avansări rapide, este caracterizat prin prevederea unui schimb cu structură mixtă — parţial pentru lucrări de revizii şi reparaţii, lucrări auxiliare şi pregătitoare şi parţial pentru săpare. Un exemplu este prezentat în fig. XIX.124.

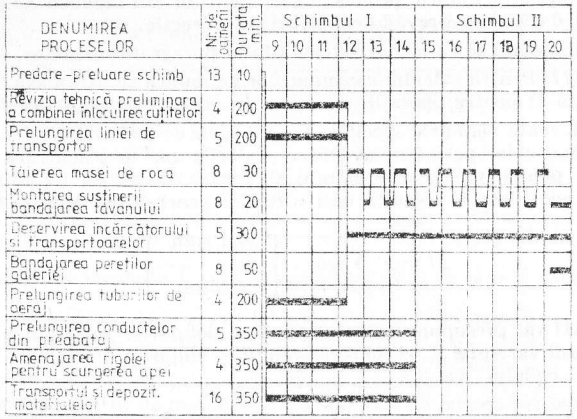


Fig. XIX.124. Graficul organizării lucrărilor pentru schimb cu structură mixtă.

Regimul de lucru neîntrerupt este aplicat numai în cazuri excepţionale, pentru avansări rapide şi posibil numai prin respectarea unui proiect de organizare special elaborat pentru lucrarea de executat şi cu o formă de organizare a muncii adecvată. Un exemplu este prezentat în fig. XIX.125.

Forma de bază de organizare a muncii este *brigada complexă de săpare* care execută toate operaţiile principale şi auxiliare ale procesului de săpare. Brigada complexă se poate organiza în trei variante, în funcţie de regimul de lucru al frontului şi de avansările planificate. Pentru avansări obişnuite şi regim de lucru cu întreruperi, brigada complexă cuprinde numai muncitorii care execută operaţiile ciclului de săpare, iar lucrările periodice de revizii, reparaţii, auxiliare şi pregătitoare se execută de personalul electromecanic şi de servire al sectorului, organizat corespunzător în acest scop şi programat pe schimburile şi zilele în care nu se prevede avansarea frontului. În cazul avansărilor rapide şi a regimului neîntrerupt, brigada complexă cuprinde întregul personal electromecanic şi de servire, pentru a putea suprapune în totalitate operaţiile de bază cu cele auxiliare şi de servire (cazul din fig XIX.125, în care brigada complexă a fost constituită din 148 oameni/zi care au realizat 1502 m/lună). O formă de organizare a muncii intermediară constă în completarea efectivului pe schimb al echipei cu un număr mai mic sau mai mare de muncitori electromecanici. Se subliniază că toate avansările rapide s-au realizat, în esenţă, pe seama completării brigăzilor cu personal suplimentar pentru lucrările auxiliare, de revizii şi reparaţii, şi pregătitoare, şi pe seama unei organizări riguroase a procesului de săpare. Tehnic şi tehnologic deci, o tehnologie tip de săpare mecanizată a galrriilor dispune de un potenţial mult superior realizărilor curente sub aspectul vitezelor de avansare.

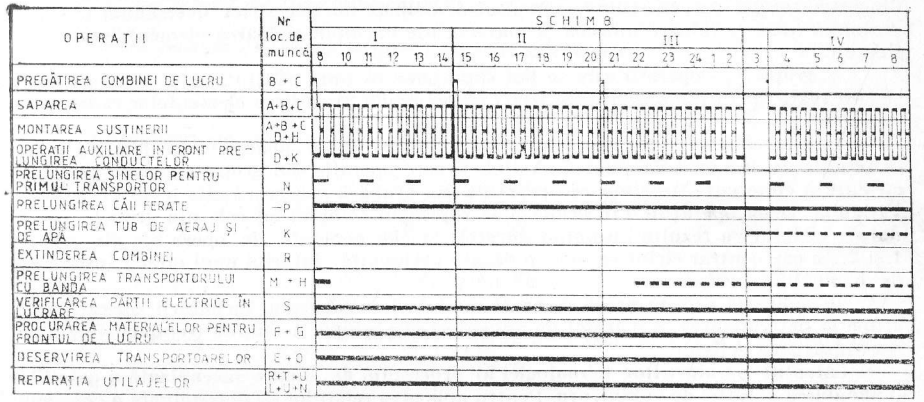


Fig. XIX.125. Graficul organizării lucrărilor pentru regim de lucru neîntrerupt.

La analiza posibilităţilor de suprapunere a operaţiilor procesului de săpare mecanizată a galeriilor se recurge la noţiunea de *fază tehnologică*, introdusă recent în soluţionarea problemelor de organizare a proceselor din fronturile de lucru.

Faza tehnologică a procesului de săpare este o perioadă de timp în care se execută suprapus anumite operaţii. Trecerea într-o altă fază presupune fie încetarea a cel puţin uneia din operaţiile care se executau suprapus într-un moment imediat anterior, fie adăugarea pentru executarea în paralel a cel puţin unei operaţii faţă de cele care se executau cu un moment imediat anterior.

Precizarea fazelor tehnologice ale procesului de săpare mecanizată a galerii lor presupune o diferenţiere a operaţiilor procesului în trei grupe :

— grupa 1 — operaţii care nu se pot suprapune una cu alta în timp şi numărul de oameni ocupat în fiecare operaţie este cunoscut şi riguros determinat (de exemplu tăierea propriu-zisă cu combina);

— grupa 2 — operaţii care nu se pot suprapune una cu alta în timp şi nici cu cele din prima grupă dar, în schimb, numărul de oameni nu este strict determinat ci este o variabilă între o valoare minimă şi maximă (de exemplu ridicarea elementelor de susţinere);

— grupa 3 — operaţii care se pot suprapune în timp atît între ele, cît şi cu unele sau cu toate operaţiile din grupele 1 şi 2 (de exemplu pregătirea elementelor cadrului de susţinere.

Prin precizarea operaţiilor din grupele 1 şi 2 se poate stabili durata ciclului în funcţie de numărul de oameni. Astfel, fiecare operaţie din grupa 1 generează o fază cu durată cunoscută, în timp ce operaţiile din grupa 2 generează cîte o fază cu durată variabilă. Dacă operaţiile din grupa 3 se suprapun complet cu cele din grupele 1 şi 2, durata ciclului va rezulta însumînd duratele fazelor generate de operaţiile din grupele 1 şi 2. În caz contrar ciclul va avea o durată prelungită, datorită unui număr insuficient de oameni în echipă.

În aplicaţia care urmează se arată modul de utilizare a încadrării operaţiilor în grupe la determinarea numărului de muncitori din echipă, a duratei ciclului şi implicit a avansării pe schimb.

Calculul parametrilor tehnologici ai procesului de săpare mecanizată a galeriilor şi adoptarea soluţiei de organizare. Pentru aplicarea relaţiilor de determinare a consumurilor de muncă prezentate în varianta II de la pag. 320 şi 321 se consideră un caz concret în care : se utilizează combina C1—1, lucrarea se sapă în mixt, cărbunele are $f_c = 1{,}5$, sterilul $f_s = 3$, puterea steriului din front $k_s = 0{,}3$, galeria dublă susţinută metalic (GDM—8) are o secţiune de săpare $S_s = 10{,}6$ m² şi o secţiune liberă $S_l = 8$ m², pentru transportul masei miniere din front se foloseşte un transportor TR—3 şi un preîncărcător cu bandă, iar pentru transportul materialului, un monorai KSP—16, galeria se susţine cu arce metalice din trei elemente, în cîmpuri de 0,8 m montate manual, bandajarea se face cu panouri de oţel beton, materialul de susţinere se depozitează la maxim 100 m, în medie se consideră ca distanţă de transport 50 m.

Coeficientul de tărie mediu rezultă prin ponderarea cu suprafeţele de cărbune şi steril din front şi este $f = 2$.

Codificarea operaţiilor corespunde numerotării din tabelele XIX.43 şi XIX.44. În ciclu de săpare nu intră operaţiile auxiliare de prelungire a transportorului, monoraiului, tuburilor de aeraj şi conductelor de apă, aceste lucrări urmînd a se executa într-un schimb în care săparea se întrerupe.

Consumurile de muncă pe schimb pentru excavare şi evacuare la o avansare de P m/schimb se determină cu relaţiile de la varianta II(§2.4.5.):

$$M_{u1} = PV_1 \frac{n_1}{q_1 k_1 k_2} = P \cdot 10{,}6 \cdot \frac{3}{0{,}5 \cdot 0{,}9(1{,}417 - 0{,}308 \cdot 2 + 0{,}020 \cdot 4)} =$$

$$= 80{,}21\ P \text{ [om min/schimb]}$$

$$M_{m2} = PV_2 m_2 k'_2 = 40\ P \text{ [om min/schimb]}$$

$$M_{m3} = PV_3 m_3 k'_3 = P \cdot 10{,}6 \cdot 0{,}402(0{,}421 + 0{,}368 \cdot 2) = 5{,}08\ P \text{ [om min/schimb]}$$

$$M_{m4} = PV_4 m_4 k'_4 = P \cdot 10{,}6 \cdot 2{,}33(0{,}274 + 0{,}514 \cdot 2 -$$

$$- 0{,}020 \cdot 4) = 30{,}18\ P \text{ [om min/schim]}$$

$$M_{m5} = PV_5 m_5 k'_5 = P \cdot 10{,}6 \cdot 0{,}320(0{,}336 + 0{,}468 \cdot 2 - 0{,}017 \cdot 4) =$$

$$= 4{,}08\ P \text{ [om min/schimb]}$$

Total consum de muncă pentru excavare şi evacuare :

$$M_1 = 40 + 119\ P \text{ [om min/schimb]}$$

Consumuri de muncă pentru susţinere :

$$M_{m8} = PV_8 m_8 k'_8 = P \cdot \frac{1}{0{,}8} 12{,}5 \cdot 1 \cdot \frac{50}{20} = 39{,}09\ P \text{ [om min/schimb]}$$

$$k'_8 = k_{11} \cdot k_{12}$$

$$M_{m9} = PV_9 m_9 k'_9 = P \frac{1}{0{,}8} \cdot 11{,}6(0{,}223 + 0{,}132 \cdot 2 - 0{,}003 \cdot 4) = 6{,}88\ P \text{ [om min/schimb]}$$

$$M_{m11} = PV_{11} m_{11} k'_{11} = P \cdot \frac{1}{0{,}8} \cdot 8 \cdot 1 = 10\ P \text{ [om min/schimb]}$$

$$M_{m12} = PV_{12} m_{12} k'_{12} = P \cdot \frac{1}{0{,}8} \cdot 41 \cdot 1 = 51{,}25\ P \text{ [om min/schimb]}$$

$$M_{m13} = PV_{13} k'_{13} = P \cdot \frac{1}{0{,}8} \cdot 44{,}81 \cdot 1 \cdot 0{,}8 = 44{,}8\ P \text{ [om min/schimb]}$$

$$k'_{13} = k_{17} \cdot k_{18}$$

Total consum de muncă pentru susţinere

$$M_2 = 151{,}99\ P \text{ [om min/schimb]}$$

Consum de muncă pentru operaţiile auxiliare

$$M_{m15} = PV_{15}(m_{15} k'_{15} + m'_{15} k''_{15}) = P \cdot 1\ [4{,}5(0{,}745 + 0{,}061 \cdot 2 - 0{,}002 \cdot 4) +$$

$$+ 52{,}9] = 56{,}77\ P \text{ [om min/schimb]}$$

Pentru tehnologia şi forma de organizare acceptate, $M_{m6} = M_{m7} = M_{m10} = M_{m14} = M_{m16} = M_{17} = M_{18} = 0$, operaţiile nu intră în compunerea ciclului.

Consumul total normat de muncă pentru operaţiile care intră în compunerea ciclului de săpare

$$M = 80{,}21\ P + 40 + 248{,}1\ P \text{ [om min/schimb]}$$

Consumul de muncă corectat pentru odihna reglementară şi siguranţa în funcţionare a lanţului de utilaje rezultă aplicînd un coeficient mediu pentru odihna reglementară

$k_0 = 1{,}15$ la toate operaţiile şi un coeficient de disponibilitate a lanţului de utilaje $k_d = k_{dc} \cdot k_{dp} \cdot k_{dt}$ pentru operaţia de tăiere. Coeficienţii de disponibilitate pentru combină, preîncărcător şi transportor se iau din tabelul XIX.47.

$$k_d = (0{,}860 - 0{,}020f) \cdot 0{,}45 \cdot 0{,}95 = 0{,}74$$

Consumul de muncă corectat

$$M' = \frac{K_0}{K_d} \sum_{i=1}^{u} M_{ui} + K_0 \sum_{i=u+1}^{v} M_{mi}$$

$$M' = 80{,}21 \cdot \frac{1{,}15}{0{,}74} P + 40 \cdot 1{,}15 + 248{,}1 \cdot \frac{1{,}15}{1} P$$

$$M' = 410 + P\,46 \quad [\text{om min/schimb}]$$

Prin raportarea consumului de muncă corectat la avansarea pe schimb şi la secţiunea de săpare rezultă consumul de muncă pe metru cub excavat, adică un echivalent al normei complexe de muncă $m_c = 38{,}5 + 4{,}34\ P$ om min/m³. Consumul de muncă pe ciclu rezultă înmulţind norma complexă cu avansarea pe ciclu $d = 0{,}8$ m şi cu secţiunea de săpare, adică $M'_c = 326{,}48 + 36{,}8/P$ om min /ciclu.

Adoptarea soluţiei de organizare presupune determinarea numărului de oameni din echipă pentru schimburile de săpare. Pentru aceasta este necesar să se analizeze şi să se determine numărul minim necesar şi numărul maxim posibil de oameni din echipa de săpare.

Numărul minim necesar de oameni pe schimb din echipa de săpare se determină pornind de la condiţia operării normale a sistemului de maşini şi utilaje care fac parte din lanţul tehnologic sau de la condiţia realizării unei unităţi de volum de lucrare manuală la care se cere cel mai mare număr minim de muncitori care să lucreze simultan. În cazul tehnologiei de săpare cu combina, operarea normală a sistemului combină-preîncărcător-transportor este posibilă cu trei muncitori (mecanic combină, ajutor şi miner pentru supravegherea punctului de deversare). În aceeaşi tehnologie, numărul minim de muncitori pentru a ridica, alinia pe direcţie şi fixa manual elementele unui cadru de susţinere este tot de trei muncitori. La profile mici şi scheme de săpare simple, numărul minim de oameni este doi, potrivit normelor de tehnica securităţii muncii.

Numărul maxim de muncitori se determină în funcţe de posilităţile de suprapunere în timp a operaţiilor. În acest scop operaţiile se încadrează în cele trei grupe:

— grupa 1 cuprinde: pregătirea şi închiderea ciclului (3 oameni), excavarea şi supravegherea punctului de deversare (3 oameni) şi schimbarea cuţitelor şi spargerea negabaritelor (2 oameni);

— grupa 2 cuprinde: montarea elementelor de susţinere (în proporţie de 60 %) şi bandajarea (în proporţie de 30 % din consumul total de muncă).

După experienţa practică, numărul maxim al oamenilor care ar putea fi ocupaţi simultan cu aceste operaţii nu poate depăşi 9—10 oameni.

Restul operaţiilor sînt din grupa 3, adică se pot suprapune cu operaţiile din grupele 1 şi 2.

Durata operaţiilor din grupa 1

$$t_1 = \frac{M'_{u1} + M'_{m2}}{3} + \frac{M'_{m3} + M'_{m5}}{2} = 80{,}21 \cdot \frac{1{,}15}{0{,}74} \cdot \frac{P}{3} +$$

$$+ \frac{40}{3} \cdot 1{,}15 + \frac{5{,}08}{2} \cdot 1{,}15 \cdot P + \frac{4{,}08}{2} \cdot 1{,}15 \cdot P = 46{,}82\ P + 15{,}33$$

Consumul de muncă pentru operaţiile din grupa 1 este

$$M'_1 = \frac{k_0}{k_d} M_{u1} + k_0 M_{m3} + k_0 M_{m5}$$

$$M'_1 = 124{,}65\ P + 46 + 5{,}84\ P + 4{,}69\ P = 135{,}18\ P + 46 \quad [\text{om min/schimb}]$$

Consumul de muncă pentru operaţiile din grupa 3

$$M'_3 = k_0(M_{m4} + M_{m8} + M_{m9} + M_{m11} + 0{,}4\ M_{m12} + 0{,}7\ M_{m13} + M_{m15}) =$$

$$= 1{,}15P(30{,}18 + 39{,}09 + 6{,}88 + 10 + 0{,}4 \cdot 51{,}25 +$$

$$+ 0{,}7 \cdot 44{,}8 + 56{,}77) = 224\ P \quad [\text{om min/schimb}]$$

În condiţiile suprapunerii operaţiilor din grupa 3 cu operaţiile din grupa 1, fără suprapunere între grupele 3 şi 2, numărul total de oameni maxim va fi:

$$n_e = \frac{M'_1 + M'_3}{t_1} = \frac{135{,}18\ P + 46 + 224\ P}{46{,}82\ P + 15{,}33} = \frac{359{,}18 + \dfrac{46}{P}}{46{,}82 + \dfrac{15{,}33}{P}}$$

Pentru avansări între 1—10 m/schimb, suprapunerea completă a grupelor 1 şi 3 de operaţii este posibilă numai cu echipe de 7 sau 8 oameni, oameni care pot fi în continuare ocupaţi cu ridicarea elementelor cadrului de susţinere, fiind sub limita maximă (9—10 oameni).

Consumul de muncă pentru grupa 2:

$$M'_2 = K_0(0{,}6 \cdot M_{m12} + 0{,}3\ M_{m13}) = 1{,}15 \cdot (0{,}6 \cdot 51{,}25 + 0{,}3 \cdot 44{,}8)\ P =$$

$$= 50{,}82\ P \quad [\text{om min/schimb}]$$

Durata operaţiilor din grupa 2 pentru echipa de 8 oameni va fi:

$$t_2 = \frac{M'_2}{n_e} = \frac{50{,}82\ P}{8} = 6{,}35\ P \quad [\text{min}]$$

Corespunzător numărului minim şi maxim de muncitori rezultă avansările minimă şi maximă pe schimb. Cunoscînd durata schimbului $T_{sch} = 480$ min şi acordînd o pauză reglementară $T_{or} = 20$ min/schimb, rezultă avansarea pe schimb din ecuaţia de balanţă.

Pentru $n_e = 3$ oameni (număr minim):

$$n_{emin}(T_s - T_{or}) = M' = M'_1 + M'_2 + M'_3;$$

$$3(480-20) = 135{,}18\ P + 46 + 50{,}82\ P + 50{,}82\ P + 224\ P \quad \text{[om min/schimb]}$$

$$1334 = 410\ P + 46 \quad \text{[om min/schimb]}$$

$$P_{min} = 3{,}14 \text{ m/schimb}$$

Pentru n_{emax} se rezolvă sistemul de ecuaţii:

$$n_{emax}(T_{sch} - T_{or}) = M' = M'_1 + M'_2 + M'_3$$

$$M'_3 = (n_{emax} - 3)41{,}55\ P + (n_{emax} - 2)5{,}267P + (n_{emax} - 3)15{,}32$$

$$n_{emax}(480 - 20) = 410\ P + 46$$

$$224\ P = 46{,}817\ Pn_{emax} + 15{,}33\ n_{emax} - 135{,}184\ P - 46$$

$$n_{emax} = 7{,}50 \text{ oameni}$$

$$P_{max} = 8{,}31 \text{ m/schimb}$$

Cunoscînd că pasul de susţinere este de 0,8 m, avansarea pe schimb pentru a realiza un număr întreg de cicluri pe schimb va fi redusă la 8 m. În funcţie de această avansare se recalculează numărul de muncitori şi se rotunjeşte la 8 oameni/schimb.

Prin studii de detaliu de organizare a muncii trebuie să se fundamenteze eficienţa soluţiilor de organizare cu 7 sau 8 oameni/schimb.

Considerînd că în unul din cele trei schimburi timp de 210 min nu se execută săpare ci lucrări de revizii, reparaţii şi auxiliare, cu un efectiv suplimentar (ajutat de echipa de săpare de 8 oameni), ar rezulta o avansare pe zi de 20 m şi o avansare lunară de 500 m în 25 zile lucrătoare.

Complexe de operaţii	Unitate de măsură	Volumul lucrării pe sch.	Efective limită	Durata complex de op.	Consum de muncă
Pregătirea lucrului			1–8	15	60
Excavare cu combina	m^3	80	1	33×10	330
Operaţii auxiliare pe combină			1–2	4×10	80
Op. de încărcare a masei miniere	m^3	80	2–3	3	990
Susţinere	cadre	10	5–8 1–8	15 37×10 7×10	1370
Executarea canalului de apă	m	8	3–8	15 4×10 33×10	465
Alte operaţii auxiliare			1–4	15 37×10	385
Pauză regulamentară			1–8	20	160

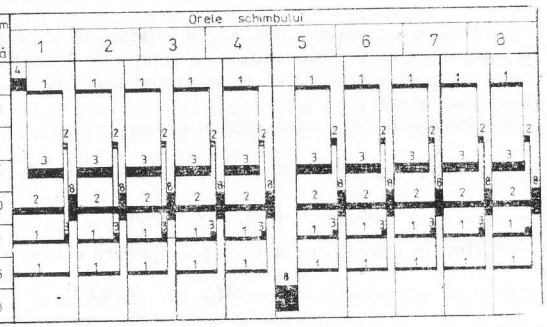


Fig. XIX.126. Graficul de organizare (pe bază de calcul):

secţiunea de săpare $S = 10{,}6$ m; secţiunea liberă 8 m; $f_s = 3$; $f_c = 1{,}5$; ponderea sterilului în front $k_3 = 0{,}3$; *utilaje*: combină CI-1, preîncărcător, transportor TR–3, monorai KSP–16. *Viteza de avans*: 8 m/schimb; 20 m/zi 500 m/lună. *Productivitatea muncii echipei de săpare*: 0,83 m/om schimb, 8,83 m^3 excavaţi/om schimb.

În fig. XIX.126 se prezintă graficul de organizare a procesului de săpare trasat pe baza datelor obţinute prin calculele efectuate mai sus.

2.4.7. PROBLEME DE TEHNICA SECURITĂŢII MUNCII

Una din caracteristicile esenţiale ale tehnologiilor de mecanizare complexă la săparea galeriilor o constituie munca în condiţii de confort cu un efort fizic redus, fără nici un risc profesional, cu condiţia cunoaşterii şi respectării normelor tehnologice şi de tehnica securităţii, care capătă uneori valenţe noi şi particulare. În dotaţia unei combine de săpat galerii se găsesc o serie de dispozitive şi mecanisme care pot căpăta o serie de întrebuinţări, altele decît cele pentru care sînt realizate. Volumul mare de instrumentaţii posibil de realizat cu o combină de înaintări complică mult limita de demarcaţie între ceea ce este „interzis" şi ceea ce este „corect" la săparea mecanizată a unei galerii.

În mod special, la locurile de muncă mecanizate cu combina trebuie avute în vedere următoarele pericole şi reguli de tehnica securităţii:

1. Pericolele electrice sînt potenţiale mai ales la agregatele miniere mari la care alimentarea se realizează în circuit de înaltă tensiune, bateria de transformatoare găsindu-se chiar pe combină. În acest caz, se aplică un program complex de protecţie a rezistenţei de izolaţie şi de control a punerii la pămînt.

2. Pericolul de incendiu este mai mare datorită cumulării a trei factori favorizanţi: instalaţii electrice, instalaţii hidraulice şi puternice frecări între organele de lucru şi frontul de lucru. Combinele moderne sînt dotate cu instalaţii moderne şi eficiente pentru depistarea începuturilor de incendiu şi stingerea lor eficientă.

3. Instalaţiile mecanice în mişcare care nu pot fi protejate cu apărători, cum sînt: organele dispozitivelor de încărcare, braţele laterale, racletele în consolă ale transportorului, organele în mişcare ale transportorului portal, constituie o permanentă sursă de pericole, mai ales datorită faptului că lucrează în spaţii înguste. Din acest motiv, combinele pentru galerii trebuie să fie dotate cu mijloace de mecanizare complexe şi integrate, care să nu necesite intervenţia personalului în zona frontului de lucru. De asemenea, supravegherea trebuie să se realizeze cu mijloace de control de la distanţă pentru toţi parametrii care pot interesa pe conducătorul procesului de producţie.

4. Datorită performanţelor deosebite la săpare ale combinelor există permanent pericolul ca operaţia de susţinere a galeriei să nu ţină pasul cu avansarea frontului, creîndu-se spaţii mari nesusţinute, cu pericole omniprezente de surpare. Ideea agregatelor hidraulice la care operaţia de susţinere este integrată cu procesul tehnologic de săpare provine tocmai de la necesitatea eliminării pericolului de decalaj între frontul de săpare cu operaţia de susţinere.

Prin tăierea rocii din front, indiferent de organul de tăiere, se produce o cantitate mare de praf care, la productivităţi mari ale maşinii, nu se poate combate cu mijloace obişnuite.

Datorită periculozităţii acestuia, fie datorită riscului slicogen, fie datorţiă posibilităţii exploziei, la combinele moderne zona tăierii se protejează cu o diafragmă dimensionată corespunzător, praful combătîndu-se în cele două zone distincte ale galeriei cu mijloace distincte corespunzătoare.

6. Încălzirea puternică a organelor de tăiere, dar şi a rocii tăiate, pot crea pericole prin creşterea posibilităţilor de aprindere, dar şi prin reducerea confortului la locul de muncă.

S-au enumerat cîţiva din factorii specifici care determină periculozităţi la tăierea cu combina şi care se combat prin soluţii tehnice constructive sau tehnologii adaptate, dar şi prin ridicarea calificării personalului.

2.5. TEHNOLOGII DE EXECUȚIE A GALERIILOR ÎN ROCI NEOMOGENE

La execuția lucrărilor de cercetare, deschidere și pregătire a zăcămintelor cu grosime mică și foarte mică, se întîlnesc frecvent cazuri cînd în interiorul profilului lucrărilor miniere apar atît roci utile cît și steril.

La execuția galeriilor pe filoane sau strate cu înclinare mare zăcămîntul poate fi menținut fie în mijlocul secțiunii, fie la unul din pereții galeriei (fig. XIX.127).

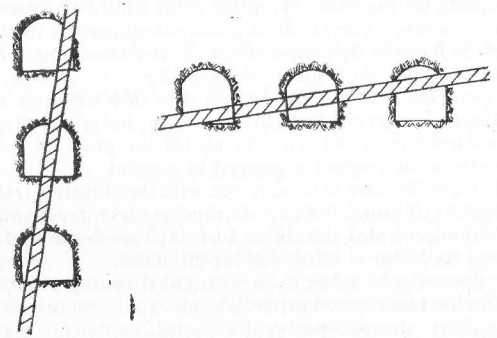


Fig. XIX.127. Pozițiile posibile ale galeriei direcționale în raport cu zăcămîntul de grosime foarte mică.

Dacă înclinarea zăcămîntului este foarte mică, acesta poate fi menținut fie la mijlocul secțiunii fie la tavanul sau vatra galeriei.

În timpul execuției acestor lucrări, substanța minerală utilă și sterilul pot fi extrase în amestec (global) sau separat (selectiv).

Extragerea globală este mai simplă, însă prezintă inconvenientul că mărește considerabil diluția care, uneori, poate ajunge la 80—95%.

Extragerea selectivă asigură reducerea diluției însă prezintă o serie de dezavantaje cum sînt:

— scăderea vitezei de avansare și a productivității muncii;

— creșterea timpului de muncă neproductiv ca urmare a prelungirii ciclului de lucru care determină creșterea timpilor de pregătire-încheiere și a timpului de aeraj;

— creșterea cheltuielilor cu derocarea rocilor, ca urmare a consumului mai ridicat de găuri de mină, explozivi, manoperă și energie.

Extragerea selectivă a rocilor din interiorul profilului galeriei se poate realiza în mai multe feluri:

1) execuția unei galerii în acoperișul sau culcușul zăcămîntului cu înclinare mare și apoi derocarea zăcămîntului pe tronsoane de 1—10 m;

2) extragerea filonului pe 1—3 m și apoi lărgirea făgașului creat prin împușcarea rocii sterile;

3) derocarea cu combina și încărcarea substanței minerale și a sterilului în vase de transport diferite;

4) dirijarea împușcării astfel încît utilul să fie aruncat la distanță mai mare, separarea de steril realizîndu-se în timpul încărcării.

În scopul reducerii cheltuielilor de execuție a galeriei este indicat să se extragă în prima fază rocile mai puțin rezistente.

La extragerea sterilului în prima fază (fig. XIX.128), se perforează găuri în zona

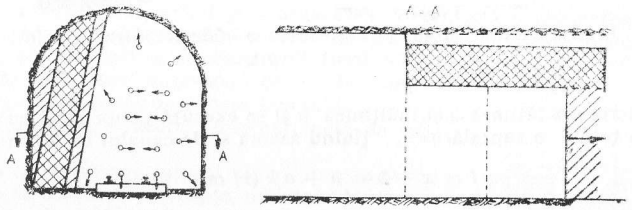


Fig. XIX.128. Extragerea selectivă a sterilului din frontul unei galerii.

sterilă a secțiunii lucrării miniere și se împușcă. Avansarea continuă pe distanțe de cîțiva metri, amenajîndu-se calea ferată pînă în front pentru accesul mașinii de încărcat. După aceea se perforează găuri în zona mineralizată, astfel încît după împușcare să rezulte profilul proiectat al galeriei.

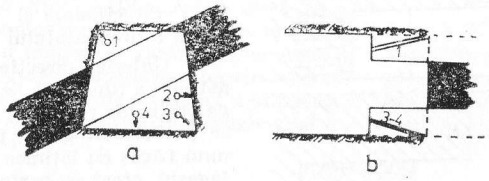


Fig. XIX.129. Extragerea selectivă a utilului din frontul unei galerii.

Dacă în prima fază se extrage utilul, lățimea excavației este de 0,6—1,0 m (fig. XIX.129); nefiind posibil accesul mașinilor de încărcat pentru evacuarea utilului, decalajul între frontul de lucru în util și cel în steril nu depășește 1—3 m. În acest caz se împușcă o dată sau de două ori frontul de lucru în util și o dată în steril.

La execuţia galeriilor direcţionale pe zăcăminte cu grosime şi înclinare mică se recomandă să se adopte metode de lucru cu front lărgit. Roca sterilă rezultată în urma împuşcării este aruncată într-o excavaţie rezultată din extragerea zăcămîntului pe o lungime l (fig. XIX.130).

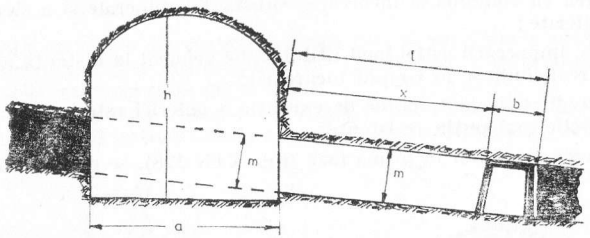


Fig. XIX.130. Metoda de execuţie a galeriei direcţionale cu front lărgit.

Dacă galeria are lăţimea a şi înălţimea h şi se execută pe un strat cu grosimea m, atunci lăţimea totală a supralărgirii, ţinînd seama şi de canalul cu lăţimea b, va fi :

$$l = x + b = b + a\,k\,(h/m - 1) \qquad (2.133)$$

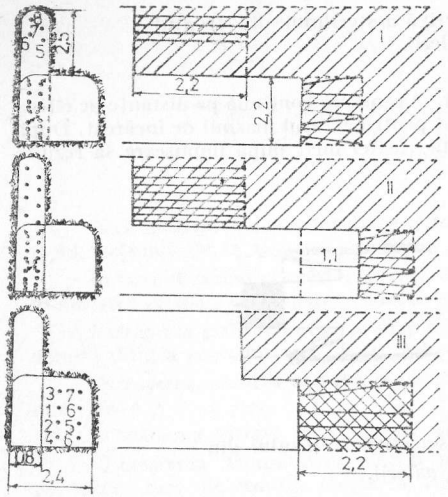


Fig. XIX.131. Tehnologia de derocare selectivă a filonului în frontul unei galerii de pregătire, cu execuţia concomitentă şi a preabatajului.

Frontul de lucru devansează întotdeauna frontal în steril cu 4—7 m. Sterilul poate fi introdus pe cale manuală sau mecanizat, cu benzi de transport.

Pentru asigurarea unei viteze mai mari de avansare pe ansamblul lucrărilor de cercetare, deschidere şi pregătire a zăcămintelor foarte subţiri, I.I.S. Baia Mare a experimentat cu rezultate bune o tehnologie de derocare selectivă în galeria direcţională şi execuţia concomitentă a preabatajului (fig. XIX.131).

Galeria direcţională se dirijează astfel ca filonul să fie la unul din pereţii galeriei — de regulă în culcuş. La început se perforează găuri pentru delimitarea unui făgaş cu lăţimea de circa 0,8 m. În făgaşul creat se perforează un nou rînd de găuri şi în paralel se perforează găuri orizontale pentru excavarea preabatajului. Cînd frontul înaintaş a avansat cu 2—3 m se perforează găuri pentru lărgirea făgaşului pînă la profilul proiectat al galeriei. În acelaşi timp, se execută prin perforare şi scobiturile pentru grinzile de susţinere a poditurii preabatajului.

Execuţia paralelă a întregului volum de lucrări pentru deschidere şi pregătire pînă în faza gata de exploatare a filonului, după această tehnologie, prezintă următoarele avantaje :

— permite eliminarea din circuitul transportului şi prelucrării a circa 3—4 m³ steril/1 m înaintare ;

— asigură o producţie de minereu apropiată de cea obţinută la împuşcarea globală, dar de calitate mult superioară ;

— permite realizarea unor viteze de avansare comparative cu tehnologia globală.

Derocarea selectivă cu combina de înaintare se realizează în condiţii bune cu combinele care au capul de tăiere cu tobe, discuri sau sape cu role montate pe un braţ. Mai întîi se derochează roca de tărie mai mică, iar apoi roca mai tare, asigurînd încărcarea separată a minereului şi a sterilului. Pentru derocarea cu combina este necesar ca filonul să nu aibă variaţii mari de direcţie.

Selectarea în timpul împuşcării prin aruncarea diferenţiată a masei filoniene şi a sterilului are avantajul suprapunerii lucrărilor de perforare-împuşcare pentru crearea făgaşului cu cele pentru lărgirea acestuia.

Schema de perforare cuprinde, ca şi la împuşcarea selectivă, două faze (fig. XIX.132). Găurile corespunzătoare făgaşului se încarcă cu dinamită şi se iniţiază cu capse cu întîrzieri între încărcăturile apropiate de cel puţin 80 ms.

Găurile corespunzătoare lărgirii făgaşului se încarcă cu astralită şi se iniţiază cu capse milisecundă cu o întîrziere de cel puţin 200—300 ms faţă de ultimele încărcături din găurile făgaşului.

În felul acesta s-a constatat că materialul din interiorul făgaşului, cu granulaţie de maximum 150 mm, se împrăştie pe o distanţă de 15—17 m, în timp ce sterilul împuşcat în faza a doua, cu granulaţie maximă de 400—500 mm, se împrăştie doar pe 5—6 m de la front.

Această tehnologie permite realizarea unei productivităţi cu 30% mai mare decît la împuşcarea selectivă obişnuită, dar apar pierderi de minereu de circa 25%, iar minereul evacuat are o diluţie mai mare cu circa 20%.

Indiferent de tehnologia aplicată, selecţia minereului la execuţia lucrărilor miniere în zăcăminte cu grosime mică şi foarte mică asigură recuperarea superioară a rezervelor şi reducerea cheltuielilor de transport şi prelucrare a minereului, precum şi a celor pentru depozitarea reziduurilor de la preparare.

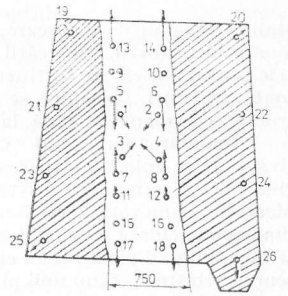


Fig. XIX.132. Amplasarea găurilor şi ordinea de împuşcare a încărcăturilor explozive pentru separarea utilului de steril în timpul împuşcării.

2.6. SĂPAREA GALERIILOR ÎN ROCI DEZAGREGATE

În roci dezagregate, galeriile se sapă prin una din următoarele metode : cu palplanşe (frigări), cu picotaj, cu scut şi prin metode obişnuite în urma consolidării artificiale a rocilor.

Înaintarea cu palplanşe (v. fig. XI.44) se aplică în roci afînate sau la redeschiderea unor lucrări vechi umplute cu roci surpate din tavan şi pereţi. Galeria se susţine pînă în zona surpată. La contactul cu rocile surpate, deasupra grinzii ultimei armături se înfig în surpătură — una lîngă alta — palplanşe cu lungimi de 1,5—2 m care să formeze un

tavan înclinat, respectiv o susţinere a tavanului în faţa frontului de lucru. Apoi se evacuează rocile dezagregate de sub tavanul de palplanşe pe adîncimea de 0,3—1 m şi se montează un nou cadru de susţinere, mai înalt decît primul. Lîngă acest cadru se construieşte altul cu grinda la înălţimea celui dintîi peste care se înfig noile palplanşe ş.a.m.d.

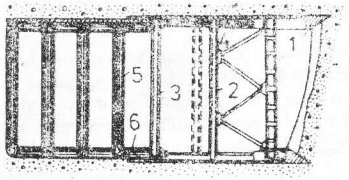


Fig. XIX.133. Înaintarea cu scut în roci dezagregate slab consolidate sau curgătoare :

1—cap de tăiere: *2,3,5*— cadre metalice; *4,6*— strîngători.

Înaintarea cu scut se aplică în roci dezagregate consolidate şi acvifere, cînd este necesar să se bandajeze riguros întreaga suprafaţă a frontului galeriei. Ca sistem constructiv, scutul este un cilindru din tablă groasă de oţel, puternic consolidat, care se deplasează în lungul lucrării miniere, prin intermediul unor prese hidraulice ce se sprijină pe susţinerea de beton deja executată. Scutul simplu (fig. XIX.133) este un tub de tablă groasă cu profil circular (cînd susţinerea se face cu bolţari ori tubinguri) sau trapezoidal (cînd susţinerea se face cu lemn), cu muchii ascuţite în jurul circumferinţei, care se înfige în rocă.

Scutul mecanizat are în faţă organul de tăiere rotativ, care poate avansa cu scutul imobilizat pe 0,4—0,6 m. În corpul scutului mecanizat sînt instalate organul de încărcare, un transportor, astfel încît scutul realizează mecanizarea avansată a tăierii, încărcării şi evacuării rocii. Susţinerea se realizează montînd în spatele scutului inele de susţinere din bolţari de beton asamblaţi cu buloane de oţel sau din fontă. Scuturi mecanice se construiesc atît pentru galerii cît şi pentru tunele şi metrouri, cu diametre pînă la 10 m.

Înaintarea cu picotaj (v. fig. XI.46) este o metodă grea, costisitoare şi slab productivă, care se aplică la săparea galeriilor în roci acvifere şi curgătoare, pe porţiuni cu lungimi mici. Secţiunea transversală a galeriei şi, după caz, vatra acesteia se căptuşesc cu picoţi din lemn rotund cu diametrul de 12—20 cm şi lungimi de 0,5—2 m, ascuţiţi la unul din capete. Odată cu picoţii se înfig şi palplanşe, atît la tavan cît şi la pereţi. Înaintarea se face înfigînd picoţii unul cîte unul şi evacuînd treptat apa şi materialul mărunt care se scurge printre ei. Cînd unii picoţi nu pot fi înfipţi, ei sînt depăşiţi prin înfigerea celorlalţi pînă rămîn afară atît ei cît şi bulgării de rocă. Pe măsura avansării frontului picotat, se montează cadre complete de susţinere în desiş, iar vatra şi perimetrul galeriei se bandajează cu dulapi de stejar.

Consolidarea artificială a rocilor dezagregate şi acvifere are ca scop schimbarea ansamblului proprietăţilor fizice şi mecanice a acestora prin : cimentare, impermeabilizare sau congelare, pentru a aplica metodele de săpare prin perforare-împuşcare, cu combina sau cu scutul mecanizat.

3. SĂPAREA ŞI SUSŢINEREA PLANELOR ŞI PUŢURILOR ÎNCLINATE

Puţurile şi planele înclinate sînt lucrări miniere cu înclinări de 8—90°, care se execută de la suprafaţă (p. la zi) sau din subteran (p. orb) şi servesc pentru explorarea, deschiderea şi pregătirea zăcămintelor; transportul producţiei şi materialelor; circulaţia personalului, aeraj, drenarea şi evacuarea apelor etc.

Înclinarea acestor lucrări se alege de 8—12° pentru transportul cu mijloace auto, 12—25° pentru transportul cu transportare cu benzi sau raclete şi peste 25° cînd transportul se face pe cale ferată.

Puţul înclinat este o lucrare minieră avînd aliniament şi înclinare constante, care este echipată la partea superioară cu maşină de extracţie, iar la vatră cu linie ferată pe care se deplasează — ghidat — un vas de extracţie care poate fi schip, o platformă cu vagonete sau vagoane de cale ferată normală. Puţurile înclinate pot fi prevăzute cu una sau două linii de transport pe care producţia poate fi ridicată la un orizont superior (p. înclinat motor) sau coborît la un orizont inferior (automotor).

Planul înclinat este o lucrare minieră înclinată, executată în scopul deschiderii sau pregătirii unui zăcămînt, pe care transportul se face cu benzi sau cu mijloace autopropulsate. Direcţia şi înclinarea plantelor înclinate pot varia în limitele permise de mijloacele de transport.

După modul de organizare a transportului, lucrările înclinate pot fi simple sau cu simplu efect (ascendent, descendent) şi duble sau cu dublu efect pe care, în acelaşi, timp, se poate face transport în ambele sensuri.

Din motive de siguranţă, pe timpul exploatării lucrărilor înclinate nu se execută în prelungirea lor alte lucrări miniere.

Profilul şi secţiunea acestor lucrări se aleg în funcţie de modul de manifestare a presiunii rocilor, felul susţinerii, destinaţia şi durata de serviciu, gabaritul mijloacelor de transport, capacitatea de transport proiectată şi prescripţiile N.P.M. pentru industria minieră. Profilul cel mai des întîlnit este cel dreptunghiular cu tavan plat sau boltit. Mai rar se aleg profilele eliptic şi circular.

Secţiunile sînt apropiate celor pentru galerii în cazul în care transportul se face cu benzi sau cu vagonete şi apropiate celor de rampe de puţuri pentru planele înclinate pe care transportul se face auto. Cîteva secţiuni tipizate pentru plane înclinate sînt redate în fig. XIX.134 şi XIX.135.

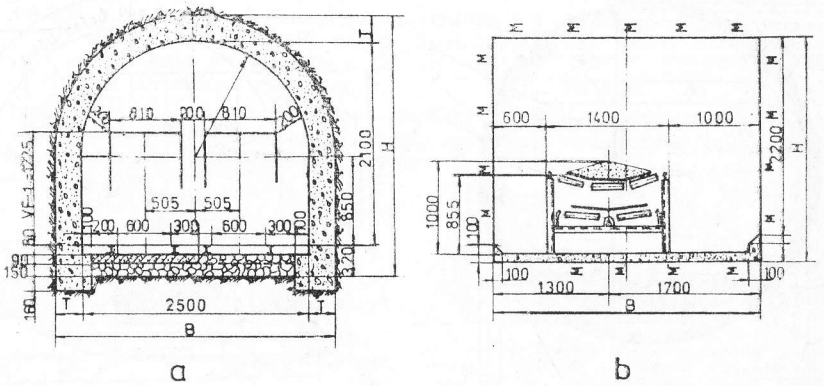
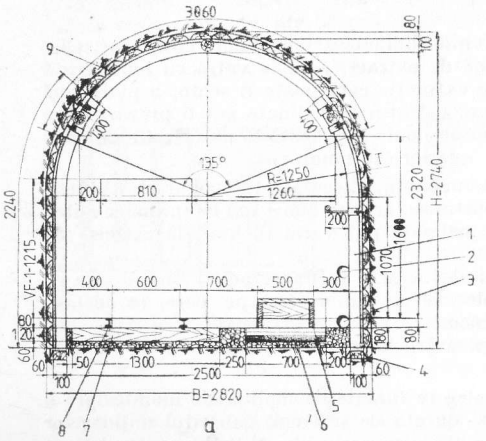
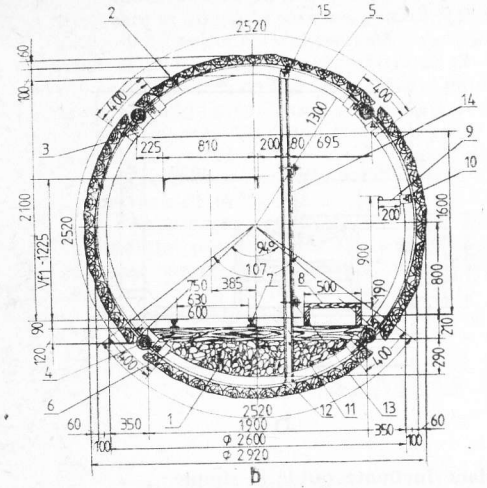


Fig. XIX.134. Secţiuni pentru plane înclinate duble şi simple :

a — plan înclinat dublu betonat PLBD la 4,7 m ; *b* — plan înclinat simplu, nesusţinut, pentru sare PLSN—S — 7,2 m².





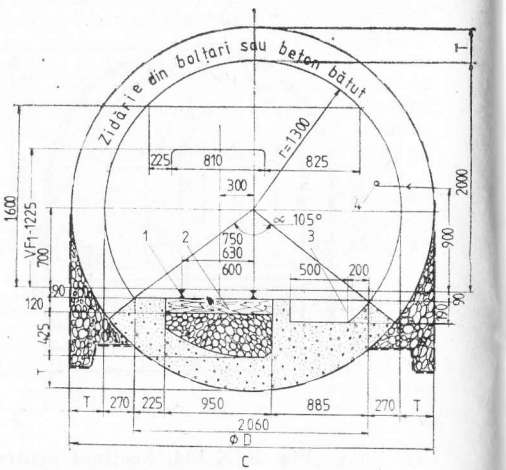


Fig. XIX.135. Secţiuni tipizate pentru plane înclinate simple :

a — plan înclinat simplu susţinut în metal PLSM$_{1a}$ — 5,2 m^2 : *1* — armătură metalică SG — 18 ; *2* — conductă pentru aer comprimat ; *3* — conductă pentru apă ; *4* — tropan de stejar ; *5* — scară de lemn de stejar ; *6* — lemn de stejar ; *7* — traversă cer ; *8* — şină c. f. 13,75 kg ; *9* — căptuşeală stejar ;

b — plan înclinat simplu circular, susţinut cu metal PLSIM — 4,7 m^2 : *1* — umplutură de steril ; *2* — segment de cintră ; *3* — brăţară de fixare ; *4* — strîngători ; *5* — bandaje ; *6* — traversă cer ; *7* — şină c.f. 17,65 kg ; *8* — trepte din dulapi ; *9* — mînă curentă ; *10* — brăţară de fixare ; *11* — stîlp metalic pentru compartimentare ; *12* — placă de bază ; *13* — brăţară de fixare a planşei ; *14* — plasă de sîrmă ;

c — plan înclinat simplu betonat sau zidit cu bolţari de beton marca B—400 (BLSB, — 4,1 m^2 şi PLSZ—4,1 m^2) : *1* — şină tip 17,65 kg ; *2* — traversă ; *3* — treaptă ; *4* — mînă curentă.

Planul înclinat pentru pregătirea zăcămintelor de cărbuni (fig. XIX.136) se execută cu două secţii : una pentru transport (*1*) alta pentru circulaţie (*2*), despărţite de un pilier de 10—30 m, care se străpunge cu canale de legătură (*3*).

Puţul înclinat se execută pe bază de proiect elaborat pe baza observaţiilor asupra terenului, a studiului geologic şi hidrogeologic al rocilor ce urmează a fi traversate şi a analizei tehnico-economice a variantelor de amplasament. Proiectul include detalii privind lucrările pregătitoare, execuţia propriu-zisă şi amenajarea finală.

În categoria lucrărilor pregătitoare intră : delimitarea incintei, construirea drumului de acces, construirea platformei gurii puţului, racordarea incintei la reţelele de energie, apă şi telefoane ; aprovizionarea şantierului cu utilajele tehnologice şi materialele necesare, asigurarea şi instruirea personalului muncitor.

După terminarea lucrărilor pregătitoare se sapă gura puţului şi se betonează. Odată cu betonarea, în jurul gurii puţului se amenajează un şanţ de gardă pentru colectarea şi drenarea apelor pluviale şi se toarnă fundaţiile de tip pahar pentru picioarele turnului de extracţie.

Turnul de extracţie (fig. XIX.137), care continuă puţul la suprafaţă, este construit din ferme metalice, are forma piramidală şi dimensiuni care depind de secţiunea puţului, gabaritul utilajelor de transport şi locul unde se face descărcarea platformei sau schipului.

După terminarea gurii puţului şi montarea turnului şi a instalaţiei de extracţie se începe săparea prin lucrări de perforare-împuşcare.

Planele înclinate pentru transport auto au înclinări de 8—12° şi chiar 18° pe porţiunile drepte. În curbe înclinarea nu depăşeşte 6°, alegîndu-se cu atît mai mică cu cît raza curbei este mai mică.

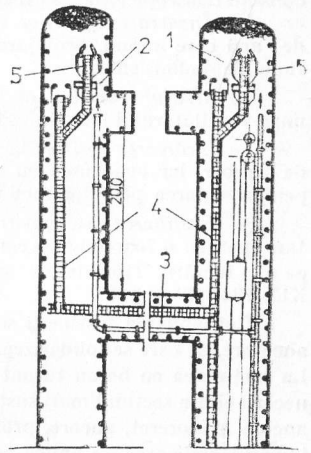


Fig. XIX.136. Plan înclinat pentru pregătirea zăcămintelor de cărbuni :

1 — plan înclinat pentru transport ; *2* — plan înclinat pentru circulaţie ; *3* — canal ; *4* — transportor ; *5* — maşină de încărcat.

Înainte de începerea execuţiei unui plan înclinat pentru transport auto, la gura lui se execută lucrările pregătitoare menţionate la puţurile înclinate, iar în apropierea gurii se amenajează o platformă auto cu rampă de spălare.

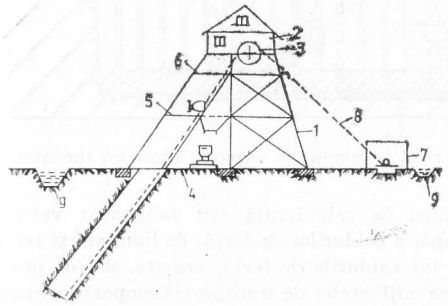


Fig. XIX.137. Instalaţie de extracţie la un puţ înclinat :

1 — turn de extracţie ; *2* — casa moletelor ; *3* — molete ; *4* — porfatma de recepţie ; *5* — platforma de încărcare ; *6* — platforma de sub molete ; *7* — casa maşinii de extracţie ; *8* — cabluri de extracţie ; *9* — şanţ de gardă.

Săparea planelor și puțurilor înclinate include aceleași complexe de operații ca la galerii. Sînt însă necesare măsuri suplimentare impuse de înclinarea vetrei.

— *Parametrii lucrărilor de perforare-împușcare* se determină cu relații aplicate pentru galerii și se corectează pe baza rezultatelor practice.

— *Perforarea găurilor* cu lungimi de 1—3 m se face cu perforatoare montate pe coloane telescopice, iar la înclinări sub 10° se pot utiliza și cărucioarele de perforare.

— *Încărcarea găurilor cu explozivi* pune probleme atunci cînd apar infiltrații de apă care impun protejarea contra umidității prin introducerea încărcăturilor în fiole de polietilenă.

— *Aerajul* frontului de lucru după împușcare se face aspirant, debitul și depresiunea ventilatorului trebuind să fie cu 20—30 % mai mari decît la galerii similare.

— *Încărcarea rocii* se face cu mașini de încărcat autoîncărcătoare sau cu instalați de screper, iar evacuarea cu benzi, vagonete sau mijloace auto. Un sistem de mașini pentru săparea planelor înclinate cu secțiuni mari este redat în fig. XIX.138.

— *Susținerea* se construiește la fel ca în galerii, luîndu-se măsuri suplimentare pentru o foarte bună consolidare a cadrelor de susținere, în plane perpendiculare pe axa lucrării. Tipurile de susținere aplicate la lucrările înclinate rezultă din fig. XIX.134, 135 și 139

Consolidarea susținerii se face cu cadre purtătoare fixate bine prin împănare sau ancorare, de care se solidarizează prin strîngători restul cadrelor, pe tronsoane de 2—4 m. La susținerea cu beton turnat se urmărește consolidarea vetrei, pentru prevenirea alunecării ei. La secțiuni mari susținerea se execută cu beton monolit, prefabricate de beton, ancore și torcret, ancore, profile metalice și torcret, cadre metalice. Dacă este necesară impermeabilizarea, se aplică pe contur un strat de asfalt plus latex.

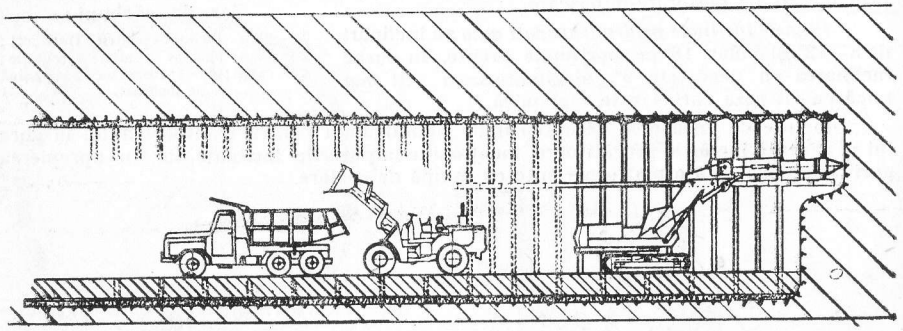


Fig. XIX.138. Utilajul de perforare, încărcare și transport la săparea planelor înclinate.

— *Amenajarea* constă în montarea șinei de cale ferată sau betonarea vetrei, montarea conductelor de aer comprimat și apă, a cablurilor de forță, de iluminat și telefonic. Conductele pot fi instalate pe vatră, iar cablurile de forță, armate, se vor poza pe pereți, la înălțime mai mare decît înălțimea mijloacelor de transport. Compartimentele

se separă prin stîlpi fixați la vatră și tavan (fig. XIX.139). Pe stîlpi se fixează balustrade, iar cînd distanța între stîlpi este mai mare de 0,25 m se face bandajarea peretelui despărțitor.

La înclinări mai mari de 15°, vatra compartimentului de circulație se amenajează cu scări. Fiind introduse mai recent în practica deschiderii zăcămintelor de substanțe minerale utile, planele înclinate pentru transportul auto nu au fost tipizate decît pentru

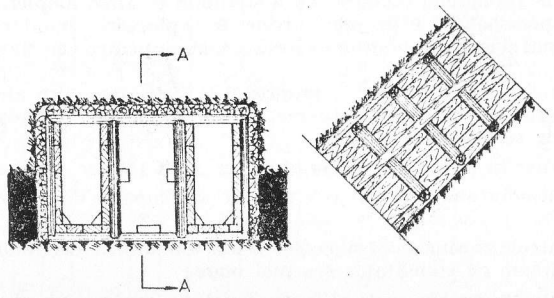


Fig. XIX.139. Monografia de susținere în lemn și de amenajare a unui plan înclinat.

minele de sare. În fig. XIX.140 este redat profilul tipizat pentru transportul cu autocamioane de 17 t, PLDNs 32,3.

În lipsa unor profile tipizate se adoptă profilele tipizate pentru rampele de puț tunele, galerii ori se proiectează o secțiune adecvată condițiilor tehnico-miniere concrete.

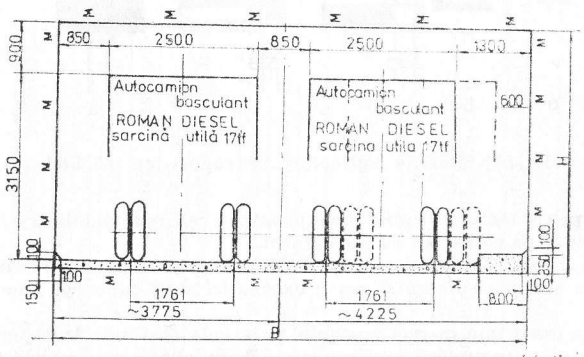


Fig. XIX.140. Plan înclinat dublu nesusținut PLDN—S—32,3 m² pentru minele de sare.

4. SĂPAREA ŞI SUSŢINEREA SUITORILOR

Suitoarea este o lucrare minieră înclinată care se execută între două etaje de exploatare sau de la un etaj de suprafaţă — în zăcămînt sau în rocile înconjurătoare — avînd una sau mai multe din următoarele destinaţii : compartimentarea zăcămîntului în blocuri de exploatare ; cercetarea geologică (cartare şi probare) ; aeraj ; transportul prin cădere liberă al produselor abatute sau a sterilului destinat umplerii golurilor subterane ; circulaţia personalului între două nivele de exploatare ; montarea conductelor pentru aer comprimat şi apă, a cablurilor de forţă şi mai rar pentru colectarea şi drenarea apelor de mină.

Amplasarea suitorilor depinde de : proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor, destinaţia principală, normele impuse privind cercetarea zăcămîntului ; metoda de exploatare aplicată : durata de serviciu ş.a.

Poziţia suitorilor în raport cu zăcămîntul (fig. XIX.141) se alege astfel :

1) în afara zăcămîntului, în rocile cele mai tari şi compacte din culcuş sau din acoperiş ;

2) în zăcăminte de grosime mică şi medie, cu una din laturile secţiunii pe contactul cu rocile înconjurătoare cu stabilitatea cea mai mare ;

3) la zăcăminte cu grosime mare şi foarte mare se recomandă să fie amplsate : a) *în centrul* zcăcămintelor tari, compacte şi nealterabile ; b) *în interiorul* zăcămîntului

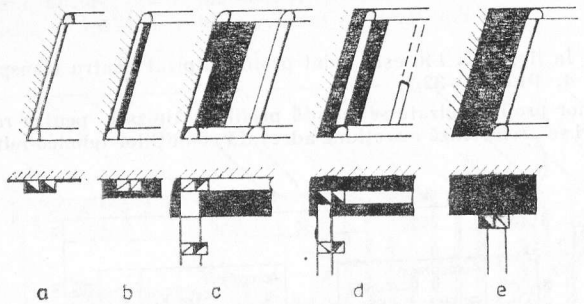


Fig. XIX.141. Poziţia suitorilor în raport cu zăcămîntul.

dar cu o latură pe contactul cu rocile înconjurătoare cele mai stabile ; c) *în rocile înconjurătoare* cu o latură pe contactul cu zăcămîntul.

La *alegerea profilului*, mai des se preferă cel dreptunghiular, întrucît asigură un raport mare între secţiunea liberă şi cea a excavaţiei şi se pretează bine la susţinerea în lemn.

La suitorile executate în roci nestabile şi la cele destinate transportului gravitaţional ori pentru aeraj se preferă profilele circular sau eliptic care rezistă mai bine presiunilor, pot fi susţinute cu betonite, opun rezistenţă mai mică la aeraj şi asigură o mai mare stabilitate şi durabilitate a acestora.

Tabela XIX.41

Profilele şi secţiunile unor suitori tiplzate în România

Denumirea suitorii	Simbol	Secţiunea de săpare [m²]	Secţiunea utilă [m²]	Dimensiunile secţiunii [mm]	Perimetrul [m]	Pasul de susţinere [mm]
Suitoare înaintaşă dreptunghiulară susţinută	SSL—2,8	4,4	2,8	2930×1490	7,0	500—1000
Suitoare dreptunghiulară nesusţinută	SSN—3,6	3,6	3,6	3200×1100	8,6	1000
Suitoare dreptunghiulară susţinută în lemn	SSL—3,6	5,4	3,6	3630×1490	8,7	500—1000
Suitoare dreptunghiulară nesusţinută	SNd—4,3	4,3	4,3	3100×1400	8	—
Suitoare dreptunghiulară susţinută în lemn	SLd—4,6	6,5	4,5	2850×2290	8,8	500—1000
Suitoare dreptunghiulară nesusţinută	SNd—4,7	4,7	4,7	2500×1900	8,8	—
Suitoare dreptunghiulară nesusţinută în sare	SNs—6,0	6,0	6,0	3000×2000	10,0	—
Suitoare dreptunghiulară nesusţinută în sare	SNs—12,5	12,5	12,5	5000×2500	15	—
Suitoare circulară nesusţinută, $D = 1,2$ m	SNc—1,1	1,1	1,1	$R = 600$	3,8	—
Suitoare circulară nesusţinută, $D = 1,5$ m	SNc—1,8	1,8	1,8	$R = 750$	4,7	—
Idem, $D = 1,8$	SNc—2,5	2,5	2,5	$R = 900$	5,7	—
Suitoare circulară betonată, $D = 2,2$ m	SBc—3,8	5,3— 6,1	3,8	$R = 1300—1400$ $R = 1100—1150$ $T = 200—300$	6,9	—
Suitoare circulară zidită în bolţari, $D = 2,2$ m	SZc—3,8	5,3—6,11	3,8	Idem	6,9	—
Suitoare circulară betonată, $D = 2,6$ m	SBc—5,3	7,6— 8,5	5,3	$R = 1550—1650$ $T = 250—350$	8,2	—
Suitoare circulară zidită în bolţari, $D = 2,6$ m	SZc—5,3	7,6— 8,5	5,3	Idem	8,2	—
Suitoare circulară betonată, $D = 3$ m	SBc—7,0	9,6—10,7	7,0	$R = 1750—1850$ $T = 250—350$	9,4	—
Suitoare circulară zidită în bolţari, $D = 3,0$ m	SZc—7,0	9,6—10,7	7,0	$R = 1850—1950$ $T = 250—350$	9,4	—
Suitoare circulară susţinută cu metal, $D = 2,6$ m	SMc—4,9	6,7	4,9	$R = 1460$ $T = 160$	8,2	500—1000

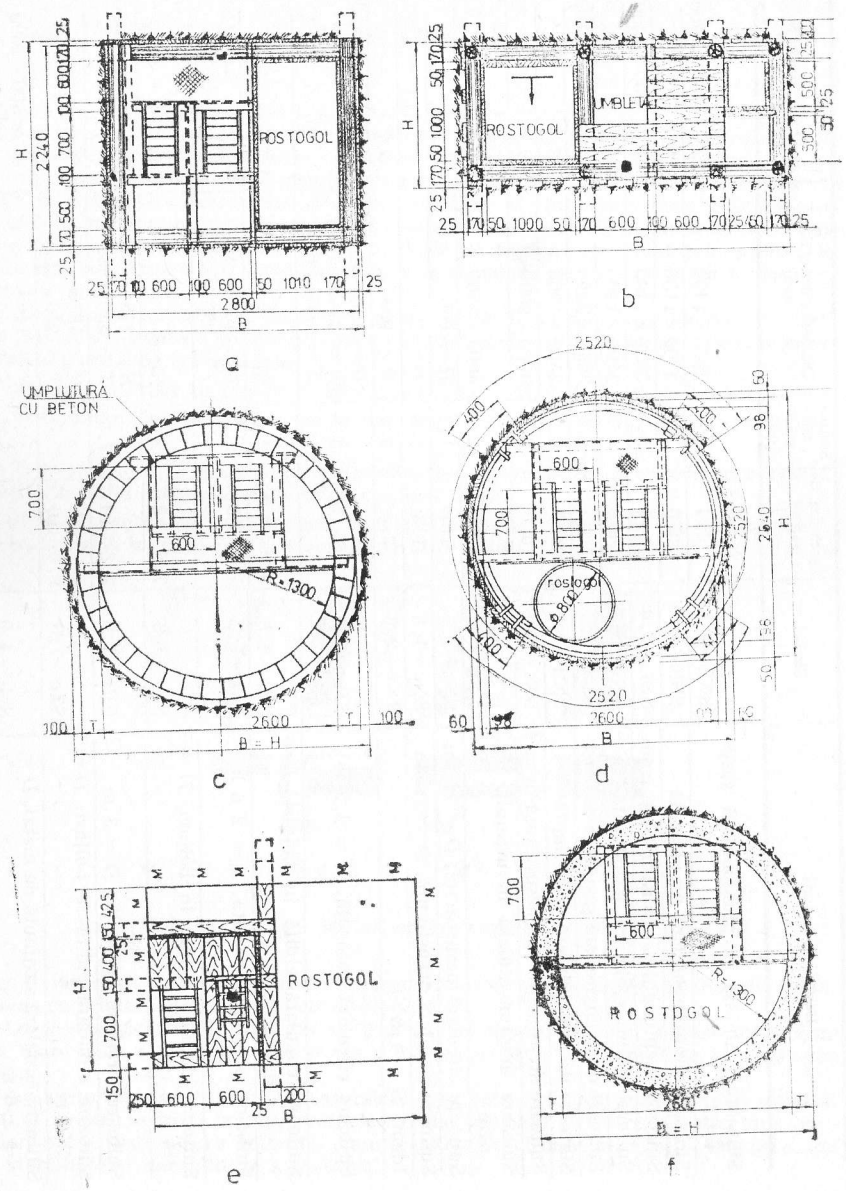


Fig. XIX.142. Profile tipizate de suitori cu diferite tipuri de susținere:
a — suiltoare dreptunghiulară susținută în lemn SLd—4,6 m²; *b*—suitoare dreptunghiulară susținută în lemn SSL—3,6 m²; *c* — suitoare circulară zidită în bolțari SZc—5,3 m²; *d* — duitoare circulară susținută în metal SMc—4,9 m²; *e* — suitoare nesusținută pentru minele de sare SNs—6 m²; *f* — suitoare circulară susținută în beton SBc—5,3 m².

Dimensiunile secțiunii transversale depind de profilul ales, scopul și destinația suitorii, numărul de compartimente și felul susținerii.

În tabelul XIX.48 sînt redate secțiunile transversale ale suitorilor mai des întîlnite în minele din România, iar în fig. XIX.142 profilele unora din aceste suitori.

Pentru a-și îndeplini în condiții optime scopul de aeraj, circulație și transport, atît pe timpul execuției cît și pe durata folosirii, suitorile compartimentate cu profil dreptunghiular trebuie să aibă dimensiuni de cel puțin (3,5...4) × (1,3 ... 1,6)m cele susținute în cîmpuri și (4...5) × (1,6...2)m cele susținute în desiș. Secțiuni mai reduse se recomandă numai la suitorile de pregătire și cele cu lungimi pînă la 25—30 m. La suitorile cu profil circular diametrul minim recomandat este de 2 m.

Începerea execuției suitorilor poate fi dintr-o galerie sau dintr-un abataj.

Sensul de avansare al suitorii poate fi ascendent sau descendent.

În general, se aplică metode cu avansare de jos în sus. Uneori, la secțiunile mari, excavarea se face în două etape și anume :

I) se execută de *jos în sus* — în axa lucrării — o suitoare cu secțiune mai mică prevăzută cu cel puțin două compartimente ;

II) se face lărgirea suitorii executate în etapa I-ii pînă la secțiunea proiectată și se susține definitiv. Lucrările din această etapă se execută pe tronsoane de 10—25 m, de *sus în jos* sau de *jos în sus*.

4.1. METODA CLASICĂ DE SĂPARE A SUITORILOR

Este o metodă cunoscută de multe secole și continuă să aibă cea mai largă aplicabilitate.

La această metodă ciclul de lucru în suitoare se compune din următoarele complexe de operații : perforarea găurilor de mină ; încărcarea găurilor cu materiale explozive și împușcarea ; aerajul frontului de lucru ; încopturirea ; curățirea podurilor de lucru ; susținerea și amenajarea.

Atunci cînd suitoarea se începe dintr-o galerie (fig. XIX. 143) se marchează profilul acesteia și se perforează, în tavanul galeriei, primul rînd de găuri care se încarcă cu explo-

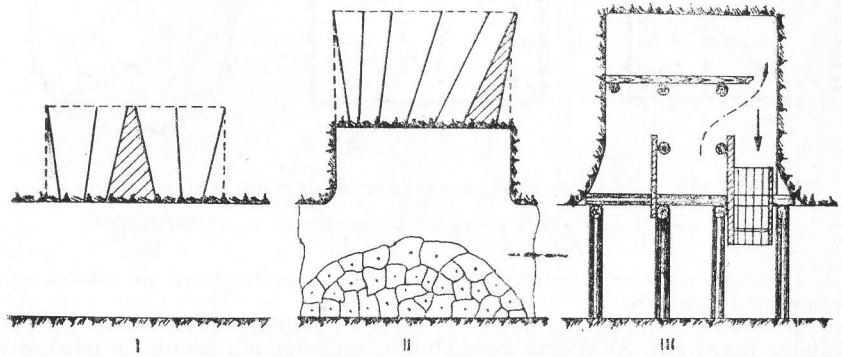


Fig. XIX.143. Fazele de lucru la începerea săpării unei suitori dintr-o galerie.

zivi şi se împuşcă (faza I). În faza următoare se perforează un al doilea set de găuri de pe materialul căzut pe vatră sau de pe un eşafodaj construit la faţa locului (faza a II-a). După ce s-a excavat 3—4 m se construieşte susţinerea gurii suitorii şi se montează primul rînd de susţinere (faza III-a).

Înaintarea ulterioară se execută de pe un pod de lucru montat pe tropane, la cel mult 2 m de tavan.

Primul rînd de susţinere se fixează cu atenţie pentru că el orientează compartimentarea suitorii. Suitorile se amenajează cu 2 sau 3 compartimente, din care unul pentru *circulaţie*, unul pentru coborîrea rocii împuşcate *(rostogol)*, iar al 3-lea pentru ridicarea materialelor de susţinere. Compartimentul de rostogol are la bază o gură de rostogol pentru evacuarea rocii. În compartimentul de circulaţie se montează *poduri* de odihnă la distaţă de maximum 5 m cînd suitoarea are înclinare mai mare de 60° şi cel mult 10 m la înclinări mai mici. Între poduri se montează *scări* de circulaţie cu înclinarea de 75—80°, astfel încît lungimea scării să depăşească podul superior cu circa 80 cm. La nivelul ultimului element de susţinere definitivă, compartimentul de rostogol se acoperă cu un grătar, pentru prevenirea căderii personalului în timpul trecerii din compartimentul de circulaţie deasupra podului de lucru.

Parametrii lucrărilor de perforare împuşcare se determină cu relaţiile aplicate pentru lucrările orizontale.

Schemele de amplasare a găurilor cel mai des utilizate sînt cu şimbure lateral (deasupra compartimentului de rostogol) şi cu şimburi centrali, prezentate în fig. XIX.144.

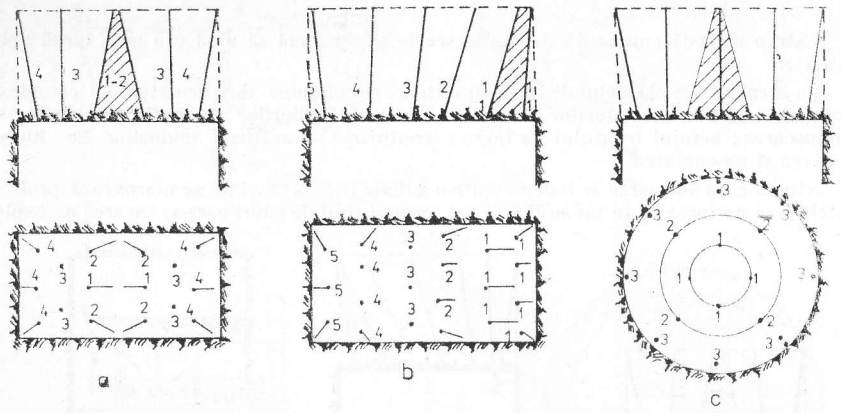


Fig. XIX.144. Scheme de amplasare a găurilor de mină la săparea suitorilor:

a — cu şimbure pană centrală; *b* — cu şimbure pană laterală; *c* — cu şimbure conic.

Perforarea găurilor de mină în suitori se face cu perforatoare pe coloană sau cu *perforatoare telescopice*.

Încărcarea cu exploziv se face deodată pentru toate găurile, neadmiţîndu-se fragmentarea împuşcării. Amorsarea încărcăturilor explozive din găurile de mină se face exclusiv cu capse electrice cu întîrziere.

Aerajul după împuşcare se realizează după schemele aerajului aspirant sau refulant, pe o coloană de tuburi (montate în compartimentul de circulaţie), care la partea superioară are o *umbrelă metalică*.

După aeresire se evacuează minereul sau roca din rostogol pentru ca echipa să-şi poată crea cale de acces deasupra podului de lucru.

Intrarea personalului la frontul de lucru se face printr-o fereastră creată în peretele despărţitor dintre compartimentul de circulaţie şi cel de rostogol.

După intrarea în front se controlează tavanul şi, dacă nu sînt *găuri state*, se începe copturirea din locul cel mai sigur. După aceea, echipa curăţă podul de lucru şi apoi continuă ciclul fie cu perforarea găurilor, fie cu susţinerea.

Dacă se continuă cu susţinerea atunci de pe podul de lucru se montează un rînd de tropane la circa 1,5—2 m de front şi apoi se mută podul de lucru peste aceste tropane. Sub noul pod de lucru se lucrează la completarea susţinerii. Materialele de susţinere se ridică pînă la nivelul dorit cu ajutorul unui troliu suspendat de unul din tropane.

Susţinerea se poate face cu lemn, beton, prefabricate, piatră naturală sau metal, în funcţie de modul de manifestare a presiunii, de profilul, secţiunea şi destinaţia suitorii, aşa cum se observă din fig. XIX.142, prezentată anterior şi din fig XIX. 145.

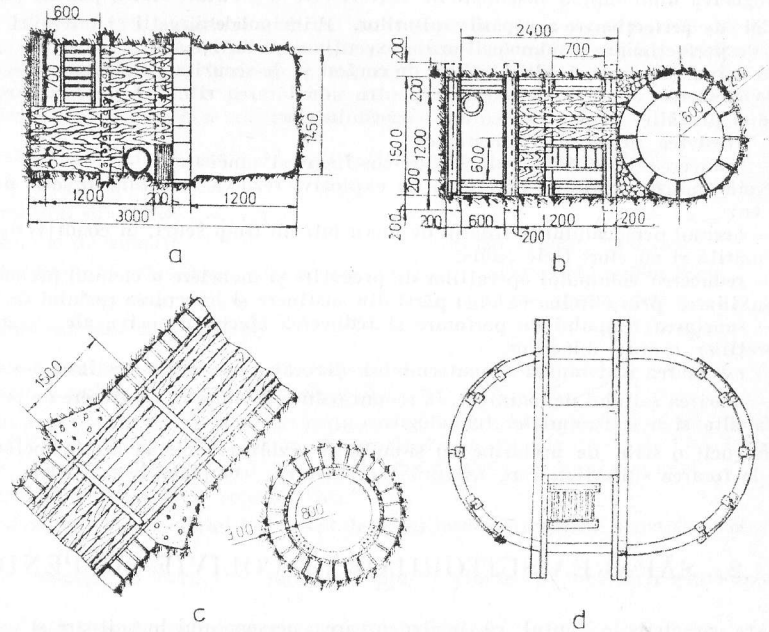


Fig. XIX.145. Profile de suitori netipizaţi:

a — compartimentat cu zidărie de bolţari; *b* — cu rostogol susţinut în zidărie de bolţari; *c* — circular susţinut în bolţari; *d* — eliptic susţinut cu cadre metalice.

Din prezentarea tehnologiei de execuție a suitorilor prin metoda clasică, se pot observa o serie de *probleme incomplet rezolvate*, privind siguranța personalului:

1) *intrarea personalului în front după împușcare* este riscantă. De asemenea, este riscantă desfundarea și curățirea podului de lucru și trecerea deasupra lui. Învingerea acestor riscuri precum și tehnica susținerii în suitori — de altfel destul de complicată — cere din partea muncitorilor o specializare pronunțată și reflexe maturate;

2) *probleme privind lucrul în front*, determinate de manipularea manuală a materialului de pe podul de lucru și care frînează circulația aerului;

3) *problema circulației personalului în suitoare*, cunoscut fiind că la secțiuni mici urcarea personalului în front este o operație grea și obositoare. Cățărîndu-se pe scări, fără nici un palier și cu posibilitatea de a fi lovit de bucățile de rocă în cădere, muncitorul se agită și obosește. Dificultatea fizică a acestei operații aduce după sine o *selecție mai atentă a personalului*;

4) *probleme privind stocarea și transportul materialelor*. Consumul unor cantități mari de materiale (lemn, scări, tuburi de aeraj, țevi etc.) pune probleme de stocaj care deranjează transportul, îngreunează circulația și aerajul etc;

5) *Supravegherea locului de muncă* este dificilă întrucît maistrii nu întotdeauna urcă în front, fie pentru că este greu, fie că minerii nu curăță suitoarea. În general, supravegherea unui număr însemnat de suitori este o greutate fizică pentru maistru.

Căi de perfecționare a săpării suitorilor. Principalele direcții și orientări în acțiunea de perfecționare a tehnologiilor de execuție a suitorilor sînt:

— asigurarea unor condiții optime de confort și de securitate a muncii;

— creșterea vitezelor de execuție pentru ameliorarea ritmului de cercetare, deschidere și pregătire pentru exploatare a zăcămintelor;

— creșterea productivității muncii;

— reducerea cheltuielilor de săpare-susținere și amenajare.

Noile metode axate pe derocarea cu explozivi rezolvă mai bine o serie de probleme ca:

— accesul personalului la frontul de lucru într-un timp scurt, în condiții de securitate mărită și cu efort fizic redus;

— reducerea volumului operațiilor de pregătire și încheiere a ciclului precum și a celor auxiliare, prin eliminarea unei părți din susținere și înlocuirea podului de lucru;

— scurtarea timpului de perforare și reducerea efectelor nocive ale zgomotelor și vibrațiilor asupra minerilor;

— evacuarea mai rapidă a materialului derocat, pe întreaga secțiune a suitorii;

— mărirea saltului de înaintare, în scopul reducerii timpilor de trecere de la o operație la alta și a consumurilor tehnologice.

Întrucît o serie de probleme nu și-au găsit rezolvarea nici la aceste metode, s-a recurs la forarea suitorilor, care asigură mecanizarea complexă a execuției.

4.2. SĂPAREA SUITORILOR CU COLIVIE SUSPENDATĂ

Are caracteristic faptul că pentru urcarea personalului în suitoare și ușurarea muncii la construirea podului de lucru se utilizează o platformă căreia i se atașează o colivie. Platforma și colivia se deplasează în suitoare suspendată de un cablu care la orizontul superior se înfășoară pe toba unui troliu. Pentru coborîrea cablului de care se suspendă platforma cu colivia pentru personal și scule, în axa suitorii se forează o gaură

de sondă cu diametrul de circa 100 mm. Odată cu colivia se întind în lungul suitorii două furtunuri pentru alimentarea cu aer comprimat și cu apă. Aceste furtunuri sînt înfășurate la baza suitorii pe 2 tamburi.

Cînd colivia a ajuns la înălțimea cerută, se fixează între pereți cu două tropane telescopice (fig XIX.146).

După fixarea și asigurarea coliviei, echipa se urcă deasupra podului de lucru (printr-un orificiu cu capac) și execută operațiile de copturire și perforare-împușcare.

În galeria de cap se montează un troliu cu motor de 15—25 kW sau un granic care se fixează bine. De toba troliului se leagă un capăt al unui cablu metalic cu diametrul de 15—20 mm, care se înfășoară pe tobă. Celălalt capăt se trece peste un scripete și se lasă în gaura de sondă pînă ajunge în galeria de bază. Aici de cablu se suspendă o colivie care la tavan are o platformă solidă de pe care se pot executa lucrările de perforare.

Înainte de împușcare, personalul coboară cu colivia și o retrage în afara zonei de influență a exploziei.

Aerajul frontului se face fie prin tiraj natural, fie montînd la partea superioară a găurii de sondă un ventilator.

Încărcarea rocii împușcare se face de pe vatra galeriei de bază, cu mașina de încărcat.

Platforma JORA produsă de firma Atlas Copco se compune din: troliu de suspendare (la orizontul superior), platforma de perforare, tropane telescopice pentru fixarea platformei, ancore pentru fixarea cu lanțuri a coliviei, cablul de suspendare, toba de înfășurare fixată în colivie și un troliu de acționare al tobei fixat pe vatra coliviei.

Caracteristicile tehnice ale coliviei JORA sînt:

Masa coliviei inclusiv mecanismul de tracțiune și cel de frînare	1200 kg
Masa tobei pentru furtunuri	100 kg
Masa troliului din galeria de cap	950 kg
Dimensiunile de gabarit	1280×1680×3200 mm
Gabaritul troliului plus moleta de conducere	5000×1440×1500 mm
Gabaritul tobei pentru furtun	1300×1280×1200 mm
Diametrul cablului de tracțiune	19 mm

O îmbunătățire adusă metodei vizează ghidarea platformei pe o șină de ghidare fixată pe tavanul suitorii așa cum se observă din fig. XIX. 147.

Cu această instalație se pot executa suitori cu secțiunea de 2,5—4 m², înclinarea de 45—90° și lungimea de 35—200 m. În practică s-au obținut viteze de 1,6—1,8 m/sch. (minele Artem și Volkumei din U.R.S.S.) și chiar 6 m/zi la secțiuni mai mici.

Avantajele metodei constau în:

— accesul personalului la frontul de lucru într-un timp mai scurt și cu efort fizic redus;

— condiții de lucru mai bune pe timpul perforării și încărcării găurilor cu explozivi;

— ciclul de lucru în suitoare mult simplificat;

— viteza de săpare mai mare de 1,5—3 ori față de metoda clasică;

— costul săpării este mai redus, ca urmare a eliminării susținerii și a instalațiilor conexe, a creșterii cu 20—60% a productivității muncii și a creșterii vitezei de săpare.

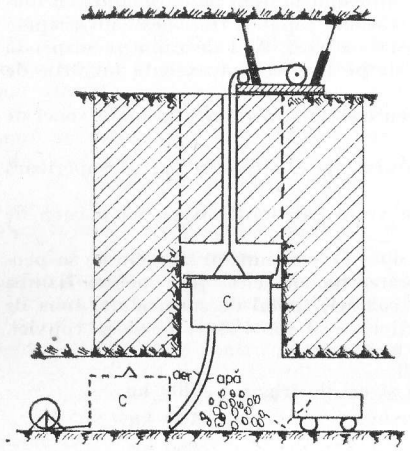


Fig. XIX.146. Săparea suitorilor cu colivie suspendată.

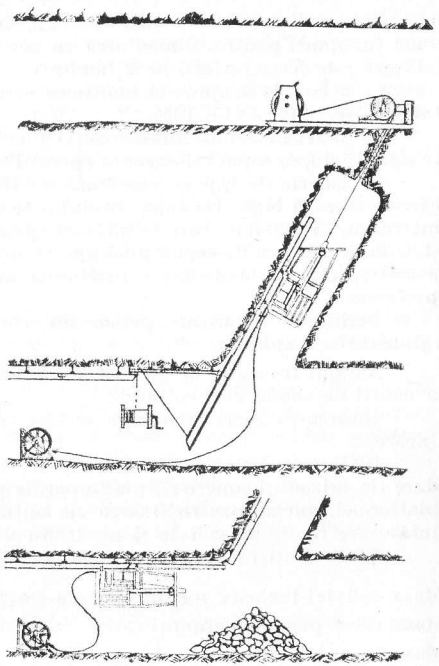


Fig. XIX.147. Săparea suitorilor cu colivie suspendată ghidată.

Cu toate avantajele menționate, această metodă încă nu s-a extins la noi în țară, în special din următoarele motive:

— obligativitatea executării de la început a galeriei de cap și a camerei troliului;
— dispersarea subansamblelor instalației;
— greutăți la aducerea coliviei în suitoare după împușcare;
— frica personalului de a urca într-o colivie care se balansează și se freacă de pereți.

4.3. SĂPAREA SUITORILOR CU PLATFORMĂ MOBILĂ MECANIZATĂ

Se aplică la înclinări de 45—90° față de orizontală, mai ales în roci tari compacte, care nu necesită susținere.

Instalația mobilă mecanizată (fig. XIX.148) se compune dintr-o platformă elevator *1*, dotată cu o colivie pentru două persoane, o platformă de lucru și un acoperiș de protecție.

Această parte a instalației, autotractată de două motoare pneumatice sau electrice, se poate deplasa ascendent sau descendent, în lungul suitorii, pe o șină de ghidare *2* de construcție specială. Alimentarea cu aer comprimat sau cu energie electrică a motoarelor se face pe un furtun flexibil *3*, legat la rama de antrenare și la un tambur *4*, — fixat la baza suitorii — pe care se înfășoară și se desfășoară automat. Pentru intervenții în caz de pericol, instalația este completată cu o colivie de intervenție *6* care este acționată de un singur motor și se deplasează pe aceeași șină de ghidare.

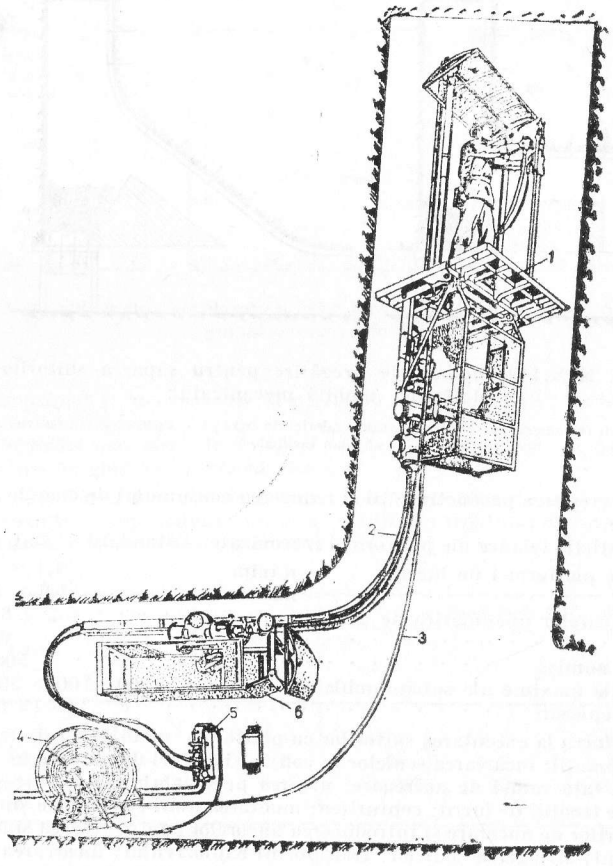


Fig. XIX.148. Părțile componente ale instalației mobile mecanizate pentru săparea suitorilor:

1—platforma mobilă; *2*—șina de ghidare; *3* — furtun flexibil; *4*—bobina de înfășurare a furtunului flexibil; *5* — centrală automată de ventile; *6* — colivia de intervenții.

Lucrările de pregătire constau din 7—8 m galerie cu secțiunea de peste 2,5 × × 2,5 m pentru retragerea platformei la baza suitorii și 4 m de suitoare pentru montarea curbei șinei de ghidare din elemente uzinate, astfel încît să se poată asigura diferite înclinări ale suitorilor executate.

Dacă transportul pe galeria de la baza suitorii nu poate fi întrerupt, atunci retragerea platformei se va face pe un plan înclinat sau pe o galerie executată deasupra galeriei de transport, așa cum se observă din fig. XIX.149. Aceste două metode de pregătire

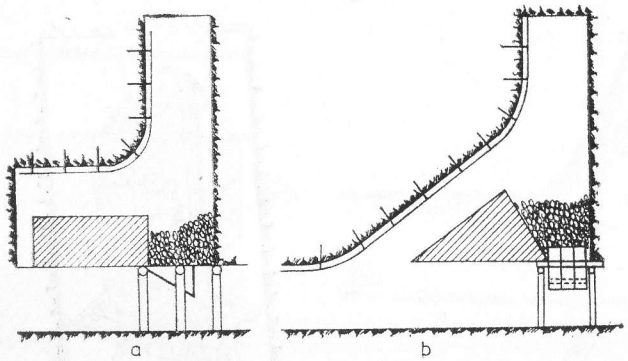


Fig. XIX.149. Metode de pregătire pentru săparea suitorilor cu platforma mobilă mecanizată:

a — cu retragerea platformei deasupra galeriei de bază; *b* — cu retragerea coliviei pe un plan înclinat.

asigură în plus creșterea productivității și reducerea consumului de energie la încărcarea rocii împușcate.

Caracteristicile tehnice ale platformei mecanizate — standard — sînt următoarele:

— dimensiunile platformei de lucru:	— minim	1,1 × 1,2 m
	— maxim	1,6 × 1,6 m
— puterea motoarelor pneumatice de acționare la 6 at		2 × 8,9 CP
— masa		900 kg
— încărcătura admisă		500 daN
— diemensiunile maxime ale subansamblelor		1900 × 1000 × 500 mm
— viteza de deplasare		10—15 m/min

Ciclul de lucru la executarea suitorilor cu platforma mobilă cuprinde următoarele complexe de operații: încărcarea sculelor în colivie și a șinei de ghidare în furca special amenajată din fața ramei de antrenare; urcarea personalului în colivie și conducerea platformei spre frontul de lucru; copturirea; montarea unui element de șină de ghidare; perforarea găurilor de ancorare și introducerea ancorelor pentru fixarea șinei; perforarea găurilor în front; strîngerea sculelor; transportul explozivului; încărcarea și amorsarea găurilor; retragerea personalului; împușcarea, aerisirea și încărcarea rocii împușcate.

În cursa spre frontul de lucru, un muncitor așezat în colivie cu fața spre șina de ghidare comandă mișcarea platformei. Angrenajul primește energia pneumatică sau electrică prin furtunul flexibil.

Copturirea frontului se execută cu ranga, introdusă prin ochiurile acoperișului de protecție

Perforarea găurilor se execută cu perforatoare instalate pe platforma de lucru sub acoperișul de protecție. În rocile tari compacte acoperișul de protecție nu se utilizează, el dovedindu-se incomod și de prisos. La amplasare găurilor se ține seama ca cele de simbure să fie în partea opusă șinei de ghidare. În fig. XIX.150 sînt redate pentru orientare 3 scheme de amplasare a găurilor.

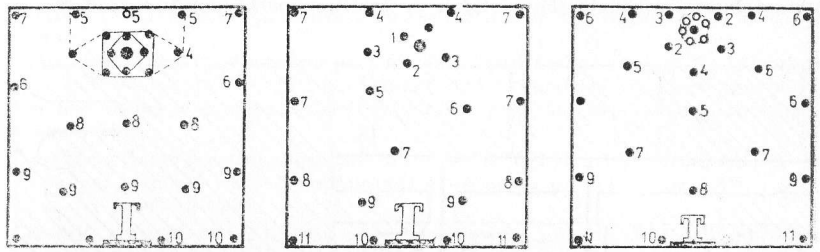


Fig. XIX.150. Scheme de amplasare a găurilor la săparea suitorilor cu platforma mobilă mecanizată.

Aerul comprimat și apa necesare la perforare ajung în frontul de lucru prin conductele din șina de ghidare.

Pentru înclinări mai mici de 45° s-au construit și cărucioare de perforat care se deplasează pe șina de ghidare în fața platformei.

Spălarea și aerisirea frontului de lucru se face cu aer comprimat și apă pulverizată. Probele luate înainte și după împușcare, la o înălțime a frontului de lucru de 80 m, au indicat următoarele concentrații de gaze (%):

Gazul	Înainte de împușcare	După împușcare [min]			
		5	10	15	20
Oxigen	20,2	19,4	19,6	19,6	20
Bioxid de carbon	0,3	0,6	0,7	0,6	0,4
Echivalent oxid de carbon	—	0,025	0,022	0,020	0,016

Atît ca durată de aerisire cît și ca microclimat, această metodă este incomparabil mai avantajoasă decît metoda clasică.

Excavarea rocii căzută pe vatra galeriei de bază se face cu vagonete încărcate cu mașina de încărcat.

Vitezele de avansare obţinute se cifrează la 1,5—5 m/zi, iar productivitatea muncii la 0,5—0,86 m/post.

Domeniul optim de aplicare a metodei este la suitori cu lungimi de peste 50 m, executate în roci cu stabilitate mare. Dacă suitoarea necesită susţinere, aceasta se poate realiza chiar în timpul execuţiei, cu cadre complete, din lemn sau metal, însă din punct de vedere economic susţinerea diminuează avantajele metodei şi limitează aplicarea ei.

Aşa cum se observă din fig XIX 151, metoda poate fi aplicată şi pentru executarea unor lucrări înclinate sau verticale cu secţiuni mari. În prima fază se execută

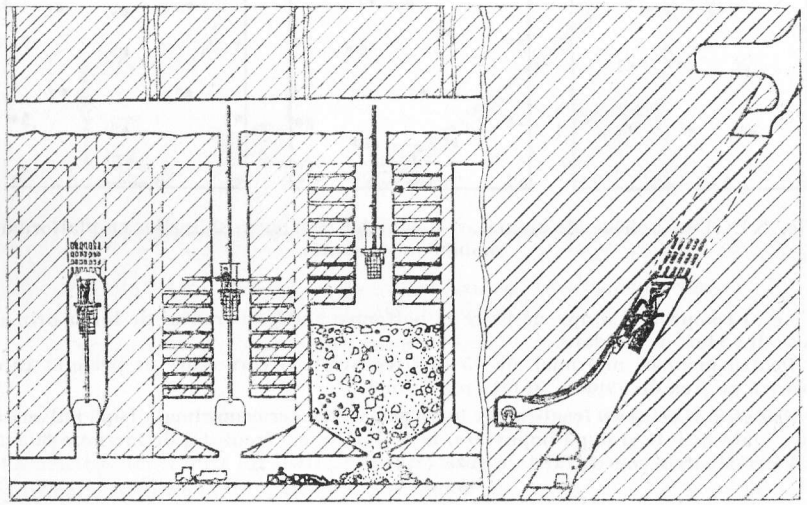


Fig. XIX.151. Execuţia lucrărilor înclinate cu secţiuni mari cu ajutorul platformei mecanizate.

de jos în sus o suitoare cu secţiunea redusă, cu instalaţia montată la baza suitorii. În faza a doua se perforează de pe platforma instalaţiei găuri orizontale în pereţii suitorii executate în prima fază şi se împuşcă pe tronsoane. În această fază şina de ghidare se demontează de jos în sus, instalaţia retrăgîndu-se la orizontul de cap.

Avantajele metodei sînt multiple: transportul mecanizat al personalului la şi de la frontul de lucru; existenţa unei performanţe superioare; scurtarea timpului de împuşcare şi aerisire; evacuarea rapidă a rocii împuşcate, lipsa oricărei susţineri pe timpul săpării, creşterea vitezei de săpare de 2—3 ori faţă de metode clasică; reducerea costurilor de săpare la suitorii cu lungimi mai mari de 50 m ş.a.

Dintre *dezavantajele metodei* se reţin următoarele: volumul mare al lucrărilor de pregătire (lucrări miniere, montarea şi demontarea instalaţiei); costul ridicat al instalaţiei şi pretenţiile sporite privind instruirea personalului de exploatare a instalaţiei.

4.4. SĂPAREA SUITORILOR CU GĂURI LUNGI PERFORATE PE ÎNTREAGA LUNGIME PROIECTATĂ ŞI ÎMPUŞCAREA PE TRONSOANE

Constă din perforarea unor găuri paralele — pe întreaga lungime proiectată a suitorii — şi împuşcarea, pe tronsoane de 2—10 m, de jos în sus.

Succesul metodei fiind condiţionat de paralelismul găurilor, este necesar ca dirijarea prăjinilor de forare să fie realizată cu instalaţii care să asigure menţinerea direcţiei găurilor.

Prăjinile de foraj au diametrul de 1 1/2 in. Găurile se perforează cu tăişuri amovibile şi cu diametre de 51—76 mm. Atunci cînd se lucrează cu gaură centrală de diametru mai mare, se utilizează capul de lărgire pînă la 125—150 mm cu care este dotată instalaţia.

La o bună fixare a coloanei centrale a instalaţiei în blocuri de beton, atît la vatră cît şi la tavan, se poate realiza paralelismul găurilor cu o deviaţie de 0,5% respectiv 0,25 m la 50 m de suitoare.

Lucrările pregătitoare pentru săparea suitorilor prin metoda cu găuri lungi constau din: construcţia camerei pentru instalaţia de perforat şi montarea acesteia.

Ciclul de săpare cuprinde — în ansamblu — prerforarea găurilor pe toată lungimea suitorii, încărcarea lor cu exploziv, burarea şi împuşcarea pe tronsoane, aerajul, încărcarea şi evacuarea rocii împuşcate la baza suitorii.

Perforarea găurilor se face după diferite scheme, în funcţie de: secţiunea suitorii, caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor, felul simburelui folosit etc.

Amplasarea găurilor depinde în cea mai mare măsură de modul de realizare a deschiderii (simburelui). În fig. XIX. 152 este redată amplasarea găurilor şi încărcarea acestora cu explozivi la împuşcarea cu simbure sub formă de pîlnie *(a)* respectiv la împuşcarea cu simbure prismatic *(b)*.

Alte scheme de amplasare a găurilor lungi de mină sînt redate în fig. XIX. 153.

Deschiderea sub formă de pîlnie se realizează cu număr mai mic de găuri. Distanţa între găuri este proporţională cu diametrul găurilor şi are valori de 0,4—0,5 m pentru găuri cu diametru de 64 mm şi 0,5—0,7 m pentru găuri cu diametrul de 76 mm.

Încărcătura de exploziv pe 2 m gaură are valori de 1,5—2,5 kg.

Dacă împuşcarea se face după principiul simburilor drepţi este necesar un număr mai mare de găuri, însă sînt posibile avansuri de 4—10 m/salt şi chiar mai mari. Rezultatele obţinute la executarea a două suitori cu secţiunea de 4 m² sînt următoarele:

Tipul deschiderii	Conică	Prismatică
Numărul de găuri	10	14—18
Nr. găuri/m²	2,50	4,75
Consum de exploziv, kg/m³	3,94	3,45

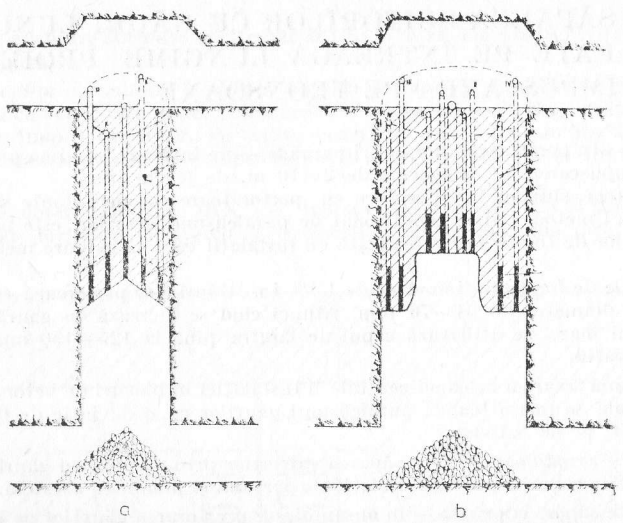


Fig. XIX.152. Săparea suitorilor cu găuri lungi şi împuşcarea pe tronsoane:

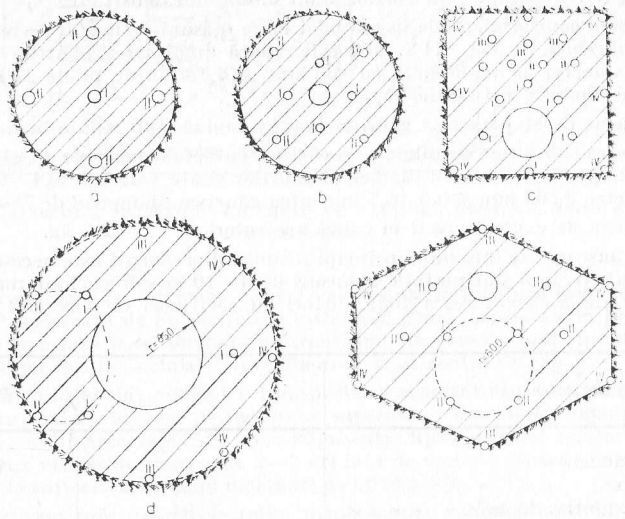


Fig. XIX.153. Scheme de amplasare a găurilor de mină pe secţiunea suitorii săpată cu găuri lungi:

a — cu simbure de degajare sub formă de pîlnie în cazul secţiunilor mici; *b* şi *c* — cu simburi prismatici, cu cîte o gaură centrală de diametru mai mare — neîncărcată; *d* şi *e* — în suitori cu secţiuni mari, după executarea prin foraj a unei suitori pilot cu raza de 600—850 mm.

Introducerea explozivilor în găuri se face de sus în jos, suspendînd încărcătura fiecărei găuri de un furtun sau cablu ori prin pompare, dacă încărcarea se face cu explozivi pulverulenţi.

Amorsarea încărcăturilor explozive se face cu capse electrice a căror reofori se prelungesc cu cablu de împuşcare. Materialul derocat cade pe vatra galeriei, la baza suitorii, de unde este încărcat şi evacuat.

Această metodă are o serie de avantaje concretizate în:

— condiţii optime de lucru pentru muncitorii care lucrează la distanţă de frontul de tăiere; efort fizic redus şi securitate ridicată; ecomicitate faţă de metoda clasică pentru suitori cu lungimi sub 35 m.

Indicatorii medii obţinuţi la o aplicare a metodei sînt:

— productivitatea la perforare	25...30 m/post
— numărul de găuri	3...6 buc/m²
— consum de găuri	1,5... 2,5 /m³excavat
— consumul de exploziv	3...6 kg/m³
— saltul	2,5...3,5 m/ciclu

Domeniul de aplicare. Metoda se recomandă pentru execuţia suitorilor în roci compacte sau puţin deranjate tectonic, care servesc scopului de aeraj ori a transportului prin cădere a rocilor şi nu necesită susţinere. Domeniul optim de aplicare metodei îl constituie suitorile cu înclinări de 45—90° şi lungimi pînă la 35—40 m.

4.5. SĂPAREA SUITORILOR PRIN FORAJ

Instalaţiile de foraj asigură derocarea şi evacuarea continuă a rocilor din secţiunea suitorii.

Cele mai simple instalaţii de forat suitori în cărbune realizează forarea în prima fază a unei găuri pilot, iar în faza a doua lărgirea găurii pilot — în sens opus — cu o coroană freză cu diametru mai mare, care se montează pe aceeaşi coloană de prăjini. Astfel de instalaţii nu necesită locaţii de foraj (camere), au motoare de 10—15 kW, realizează 80—130 rot/min şi asigură productivităţi de 10—15 m/h la forarea găurii pilot şi 6—10 m/h la lărgirea găurii pilot pînă la diametre de 600—850 mm.

Pentru rocile tari şi foarte tari s-a construit o gamă variată de instalaţii de forat suitori, cu acţionare electro-hidraulică. Principial o instalaţie de forat suitori se compune din: capul pentru forarea rotativă, prăjinile de foraj, freza, cadrul principal de fixare, mecanismul hidraulic pentru apăsarea capului de forare pe talpa suitorii şi un grup electrohidraulic pentru acţionarea întregii instalaţii inclusiv a braţului pentru manevrarea prăjinilor.

Forarea suitorilor se poate realiza într-o singură etapă, ascendent sau descendent, sau în două etape, forîndu-se mai întîi o gaură pilot cu diametrul de 200—400 mm şi apoi lărgindu-se gaura pilot în sens invers şi în trepte, pînă la diametrul final.

Pentru forarea suitorilor sînt necesare lucrări pregătitoare constînd din: execuţia camerei în care se montează instalaţia, turnarea unei fundaţii de beton armat pe vatra

camerei, transportul și montarea instalației, asigurarea energiei, amenajări pentru drenarea apelor ș.a.

Dacă suitoarea se forează în două faze, de obicei în prima se forează de sus în jos gaura pilot, iar în cea de-a doua se execută lărgirea de jos în sus, așa cum se observă din fig. XIX. 154. Lărgirea continuă pînă la 1,5—2 m de vatra camerei instalației, această porțiune săpîndu-se prin lucrări de perforare-impușcare, după demontarea instalației.

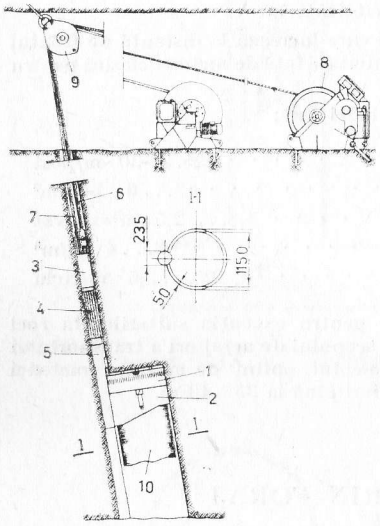


Fig. XIX.154. Execuția suitorilor prin foraj, cu gaură pilot și lărgirea de jos în sus:

1 — coroană de tăiere inelară; *2* — suport cilindric; *3* — tub de comandă; *4* — motor; *5* — reductor; *6* — cablu; *7* — cablu electric; *8* — troliu; *9* — moletă; *10* — carotă.

Cu instalația de fabricație românească, în roci extratari s-au obținut viteze de forare a găurii pilot de 1,2—1,5 m/h, iar la lărgire de 0,6—6 m/h. Duratele operațiilor s-au situat la: 4 zile turnarea fundației; 1—6 zile transportul instalației; 2—6 zile montarea instalației; 6—8 zile forarea găurii pilot pe lungime de 50 m; 2 zile excavarea nișei pentru sapa de lărgire; 4 zile lărgirea; 2—3 zile demontarea instalației.

Săparea suitorilor cu instalații de foraj se extinde datorită avantajelor concretizate în: creșterea vitezei de săpare de 3—6 ori, în comparație cu metoda clasică; eliminarea riscurilor pe care le implică lucrul cu explozivi; efort fizic redus și realizarea unei secțiuni circulare cu pereți netezi cu stabilitate mărită, comparativ cu secțiunile dreptunghiulare.

Ca dezavantaje ale metodei se menționează: dimensiunile și greutățile mari ale subansamblelor, volumul relativ mare al lucrărilor de pregătire și costul ridicat al forării în roci tari și foarte tari.

Securitatea ridicată și ritmurile înalte de execuție, pe care le asigură metoda prin foraj, nu le asigură nici o altă metodă, motiv pentru care aceasta are viitor.

4.6. SUSȚINEREA SUITORILOR

Consolidarea excavațiilor subterane înclinate și verticale, pentru a fi menținute pe toată durata de serviciu și pentru a îndeplini rolul pe care-l au, se realizează cu ajutorul diferitelor construcții de susținere executate din lemn, zidărie de piatră, beton sau metal.

La susținerea suitorilor se ține seama de: profil, secțiune și înclinare; caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor pe care le traversează și care determină formele de manifestare a presiunii miniere; sensul de susținere (de jos în sus sau de sus în jos); numărul de compartimente; durata de serviciu și destinația suitorii precum și de materialele ce se pot procura.

În lucrările înclinate greutatea Q a rocilor care se desprind din tavan se descompune în două componente, așa cum se observă din fig. XIX.155. Componenta tangențială T apasă pe rocile din partea inferioară, iar componenta normală N apasă asupra susținerii.

$$N = Q \cos \alpha \quad \text{și} \quad T = Q \sin \alpha$$

În practică la alegerea susținerii trebuie să se aibă în vedere componenta N pentru suitori a căror înclinare este sub valoarea $(45° + \varphi/2)$; φ — fiind unghiul de frecare interioară a rocilor, iar componenta T, cînd înclinarea suitorii depășește valoarea acestei expresii, respectiv $\alpha > (45° + \varphi/2)$.

La alegerea tipului de susținere și la dimensionarea acesteia este necesar să se țină seama de destinația, durata de serviciu și metoda de execuție a suitorii precum și de influența lucrărilor de abataj.

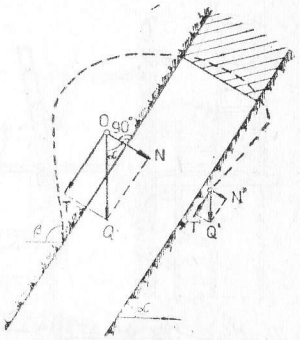


Fig. XIX.155. Presiunea minieră în suitoare.

Susținerea suitorilor cu lemn. *Lemnul* se utilizează pe scară largă pentru susținerea suitorilor cu profil dreptunghiular și cu durată mică de serviciu.

Susținerea cu lemn a suitorilor se poate realiza odată cu săparea prin metoda clasică sau, după terminarea săpării prin celelalte metode. *Sensul* de susținere poate fi de *jos în sus* pe măsura avansării suitorii sau de *sus în jos*, pe tronsoane de 4—10 m, după terminarea săpării. Scheletul de bază al susținerii unei suitori poate fi compus din:

— tropane (stîlpi care proptesc tavanul și vatra) avînd capetele încastrate în rocă;
— cadre complete de susținere montate în desiș;
— cadre complete de susținere montate în cîmpuri.

Susținerea cu tropane se aplică la suitorile executate în roci tari compacte.

Tropanele din lemn rotund se montează la distanța de 1—1,5 m, pe planele de compartimentare ale suitorii, cu capetele fixate în niște scobituri adînci de 10—20 cm, executate în tavanul și vatra suitorii în care se împănează (fig. XIX. 156).

După fixarea tropanelor, compartimentul de circulație se delimitează de compartimentele celelalte prin *bandajare*. Bandajarea se face în exterior, astfel ca tropanele să poată fi controlate din compartimentul de circulație.

La distanța de 4—10 m (funcție de înclinarea suitorii), peste tropane se construiesc poduri de odihnă, iar între două poduri se montează scări cu înclinarea de cel mult 80° și lungimea astfel aleasă ca să depășească podul superior cu 100 cm.

Susținerea cu cadre montate în desiș se aplică la suitorile executate în roci cu stabilitate mai redusă și fisurate, ori la cele de pregătire a abatajelor, unde se așteaptă la o influență mare a lucrărilor de abataj asupra stabilității suitorii.

Pentru construirea acestei susțineri, ale cărei elemente sînt prezentate în fig. XIX. 157, se montează la baza suitorii patru grinzi încastrate (tropane), iar peste tropane se asamblează cadrele din elementele care le compun.

Spațiul dintre cadre și pereții suitorii se umple cu rocă rezultată la împușcarea în suitoare.

Pe măsura avansării cu susținerea, la intervale de 2—4 m se montează cîte un nou rînd de tropane, care asigură o stabilitate mai mare a susținerii și condiții mai bune

pentru refacerea sau înlocuirea cadrelor care se degradează pe durata de serivciu a suitorii.

Susţinerea cu cadre montate în cîmpuri se foloseşte mai rar, la suitorile executate în roci stabile cu înclinare verticală, echipate cu troliu pentru transportul materialelor sau a personalului.

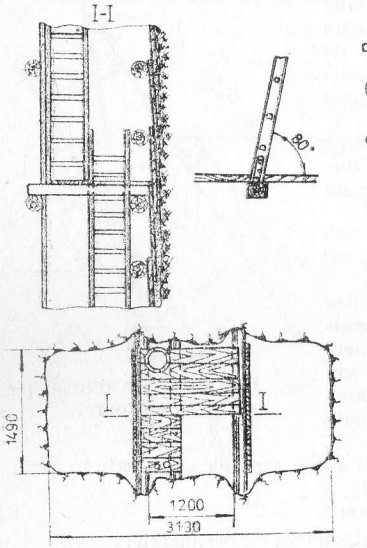


Fig. XIX.156. Susţinerea suitorilor cu tropane şi amenajarea compartimentului de circulaţie.

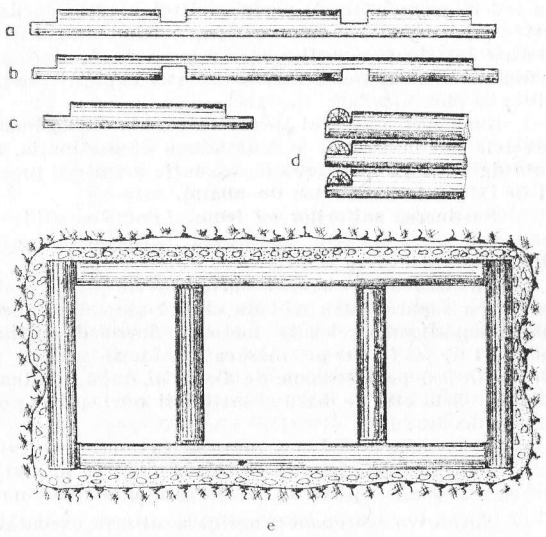


Fig. XIX.157. Elementele componente şi îmbinarea cadrului complet pentru susţinerea suitorii: *a*, *b* şi *c* — granturi; *d* — îmbinări; *e* — cadru complet montat.

Cadrele de lemn rotund sau ecarisat se aşază în cîmpuri de 0,5—1,5 m, pe stîlpi verticali scurţi care reazămă pe cadrul inferior. După montare se consolidează cu scoabe metalice şi se împănează între pereţi. În interior cadrele se rigidizează cu juguri de 4—6 m lungime, montate vertical pe laturile lungi ale suitorii, de regulă pe planul sau planele de comportimentare ale acesteia.

Un exemplu de susţinere cu cadre montate în cîmpuri a unei suitori cu un compartiment de circulaţie şi un compartiment de transport cu o colivie este redat în fig. XIX.158.

După montarea cadrelor dintr-un tronson (4—6 cadre) se bandajează conturul exterior cu scîndură sau se torcretează pereţii.

Susţinerea cu cadre complete montate în cîmpuri sau în desiş necesită un consum mare de lemn (1—2 m³/m de suitoare), se realizează cu cheltuieli ridicate şi ocupă o parte însemnată din secţiunea de săpare a suitorii.

Susţinerea suitorilor cu beton şi betonite. Suitorile executate în scop de aeraj, transportul prin cădere liberă (rostogoluri colectoare), ori pentru căi de acces cu durată mare de serviciu se susţin în beton sau betonite.

Susţinerea cu beton şi cea cu zidărie de betonite se execută după terminarea săpării şi susţinerii provizorii a suitorii, pe tronsoane de 10—15 m, delimitate de picioare de sprijin (fig. XIX.159).

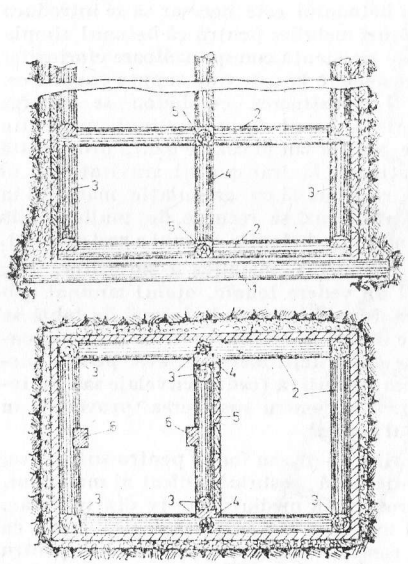


Fig. XIX.158. Susţinerea suitorii cu cadre complete montate în cîmpuri: *1* — tropan; *2* — cadru de susţinere; *3* — stîlpi distanţieri; *4* — jug vertical de rigidizare; *5* — grinzi de compartimentare; *6* — ghidaje pentru colivie.

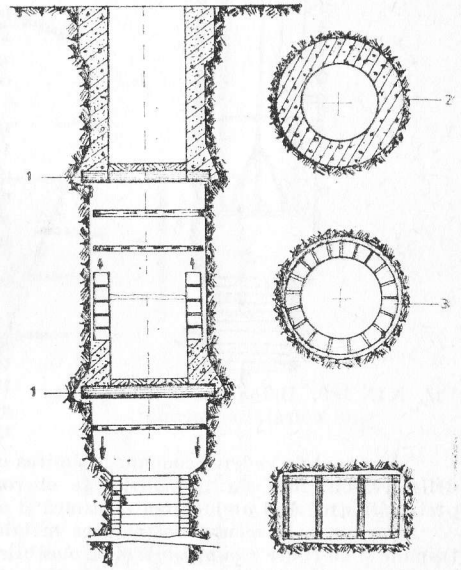


Fig. XIX.159. Susţinerea unei suitori cu beton şi bolţari de beton: *1* — tropan; *2* — secţiune betonată; *3* — secţiune zidită.

Pentru betonare se execută lărgirea de sus în jos a secţiunii suitorii.

În dreptul piciorului de sprijin se perforează pe întregul contur al suitorii un rînd de găuri scurte de 40—50 cm, sub un unghi de 45—50° faţă de orizontală şi se împuşcă pentru a crea spaţiul de turnare a betonului pentru piciorul de sprijin.

După întărirea betonului din piciorul de sprijin se continuă susţinerea pînă se realizează legătura cu piciorul de sprijin superior sau cu vatra galeriei de cap.

Porţiunea dintre două picioare de sprijin se poate susţine de jos în sus, fie cu betonite zidite în rînduri succesive, fie cu beton turnat în spatele unui cofraj metalic mobil.

Betonul turnat asigură o foarte bună legătură între susţinere şi rocă însă există riscul unor prelungiri a lucrărilor de susţinere cauzate de aşteptări pentru întărirea betonului.

Susţinerea suitorilor cu beton se poate realiza şi concomitent cu lărgirea, folosind un cofraj mobil pentru betonare, care, fiind suspendat de un granic fixat la orizontul de cap, poate fi coborît în suitoare pe măsura avansării lucrărilor de reprofilare (fig. XIX.160).

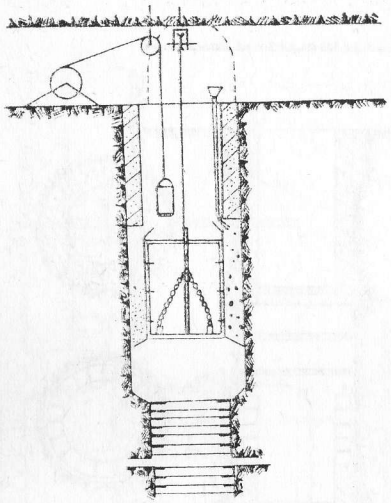


Fig. XIX.160. Betonarea suitorii folosind cofrajul suspendat.

Betonul se poate folosi nu numai la susţinerea suitorilor cu profil rotund ci şi la cele cu profil dreptunghiular. În acest caz în masa betonului este necesar să se introducă armături metalice pentru că betonul simplu nu are rezistenţă corespunzătoare eforturilor de încovoiere la care este supusă susţinerea.

La susţinerea cu beton se recurge numai în cazul unor presiuni mari din toate părţile sau în caz de uzură pronunţată a susţinerii la transportul gravitaţional al unor roci tari şi cu granulaţie mare. Şi în acest ultim caz se recurge, de multe ori, la susţinerea cu betonite numai a rostogolului.

Susţinerea metalică a suitorilor. Din punct de vedere tehnic, oţelul laminat sub formă de profile sau sub formă de tablă se poate utiliza la realizarea celor mai pretenţioase construcţii metalice, atît pentru susţinerea definitivă (cadre, cuvelaje sau tubinguri) cît şi pentru susţinerea provizorie în timpul săpării.

În punct de vedere economic, folosirea oţelurilor aliate sau fontei pentru susţinerea, definitivă cu cadre sau tubinguri este oneroasă datorită costului ridicat al metalului, pretenţiilor privind prelucrarea mecanică şi a corodării în mediul agresiv din subteran.

De aceea, se recurge la folosirea metalului mai ales la susţinerea provizorie cu tropane şi cu cadre recuperabile şi refolosibile, la confecţionarea cofrajelor mobile pentru betoane şi la susţinerea ancorată.

Susţineri combinate pentru suitori. Combinarea diferitelor materiale pentru susţinerea suitorilor vizează obţinerea de avantaje de ordin tehnic, organizatoric şi economic. Din punct de vedere tehnic se urmăreşte *folosirea* la maximum a *autoportanţei masivului* de roci înconjurătoare şi creşterea ei prin ancorare şi torcretare; *reducerea suprafeţei* din secţiunea suitorii ocupată de susţinere şi mecanizarea cît mai avansată a lucrărilor de susţinere. Din punct de vedere organizatoric se acordă atenţie *simplificării ciclului*, scurtării duratei de realizare a susţinerii şi realizării unor condiţii optime pentru muncitori.

Criteriul economic are în vedere realizarea susţinerii cu *consumuri minime de materiale, manoperă şi energie*, reducerea sau eliminarea materialelor deficitare, realizarea unei susţineri care să reziste pe toată durata de serviciu a suitorii, iar dacă acest lucru nu este posibil să nu necesite cheltuieli mari pentru întreţinere.

Încercările de a combina materialele de susţinere, pentru satisfacerea într-o măsură cît mai mare a criteriilor şi condiţiilor urmărite, s-au materializat într-o serie de metode şi procedee dintre care se menţionează:

a) susţinerea suitorii *cu lemn şi zidirea rostogolului* în bolţari, pentru cazurile cînd acesta urmează a fi utilizat pentru transport gravitaţional redus;

b) susţinerea *cu metal şi lemn* a suitorilor de aeraj care servesc şi pentru circulaţie. Din metal se construiesc cadrele de susţinere şi bandajarea cu plasă, iar din lemn podurile de odihnă din compartimentul de circulaţie;

c) susţinerea *cu metal şi beton* se realizează printr-o combinaţie de ancore cu beton proiectat ori torcretat pentru susţinerea pereţilor suitorii şi cadre suspendate de ancore pentru compartimentare.

În fig. XIX.161 este redată susţinerea combinată a unei suitori executată în roci compacte la secţiunea finală. Pereţii suitorii se întăresc cu ancore, iar pe zonele cu roci

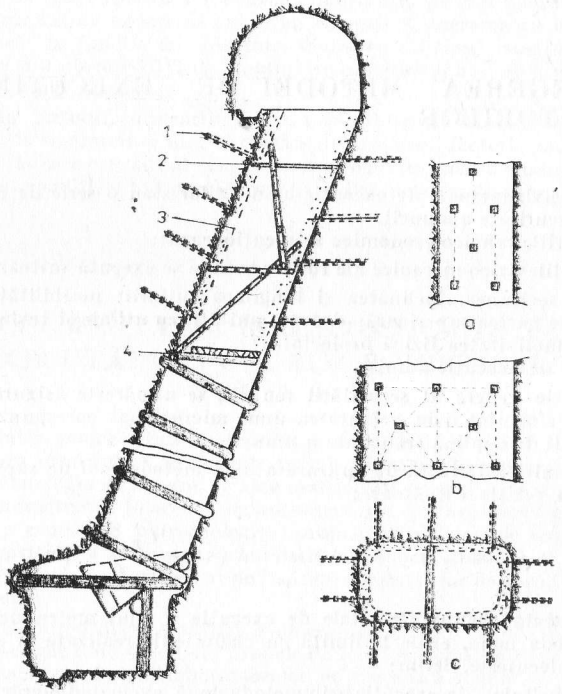


Fig. XIX. 161. Susţinerea combinată a suitorii:
1 — ancoră; *2* — grindă; *3* — torcret; *4* — pod.

fisurate se montează şi plasă metalică. După aceea se torcretează întreaga suprafaţă a tronsonului de suitoare în unul, două sau trei straturi.

Dacă este necesară întărirea susţinerii, atunci de ancore se pot fixa profile metalice sau profile metalice şi plasă de sîrmă sau tole metalice cu diametrul de 3—5 mm care se fixează de ancore.

Susţinerea executată după schema prezentată în fig. XIX.161 poate fi uşor aplicată şi la lucrările înclinate sau verticale executate prin metodele cu colivie suspendată sau cu platforma mobilă mecanizată, unde operaţiile de susţinere se execută de pe platforma de lucru a oricărei instalaţii.

Susţinerea combinată a suitorilor asigură o mecanizare avansată a operaţiilor de susţinere care determină reducerea duratei de execuţie a susţinerii.

Pe de altă parte, tehnologia de aplicare poate conduce la avantaje concretizate în: creşterea rigidităţii pereţilor şi consolidarea suplimentară a acestora.

Pentru avantajele pe care le prezintă, susţinerea combinată cîştigă teren mai ales la suitorile de circulaţie şi de aeraj cu durată de serviciu medie şi mare şi la cele executate prin metodele noi.

4.7. ALEGEREA METODEI DE EXECUŢIE A SUITORILOR

La baza alegerii metodei de execuţie a suitorilor stau o serie de criterii tehnice, economice şi de securitate a muncii.

Dintre criteriile tehnico-economice se menţionează:

— proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor în care se execută suitoarea;

— profilul, secţiunea, înclinarea şi lungimea suitorii; posibilităţile de atacare, de la bază ori de la partea superioară; dotarea unităţii cu utilaje şi instalaţii; viteza de avansare şi productivitatea fizică proiectată;

— cheltuieli de execuţie admise.

Din punct de vedere al securităţii muncii, se urmăreşte asigurarea condiţiilor pentru reducerea efortului fizic, asigurarea unui microclimat corespunzător în frontul de lucru şi condiţii de deplină securitate a muncii.

Lungimea limită inferioară de aplicare a unei metode noi de săpare a suitorilor se determină din relaţia următoare:

$$C_t = C_s + \frac{C_p}{L} \quad \text{de unde:} \quad L = \frac{C_p}{C_t - C_s} \quad [\text{m}]$$

în care: C_t reprezintă cheltuielile totale de execuţie a unui metru de suitoare, prin metoda nouă, egale la limită cu cheltuielile realizate la metoda pe care o înlocuieşte, lei/m;

C_s — cheltuieli de execuţie prin metoda nouă, excluzînd lucrările de pregătire, lei/m;

C_p — cheltuielile de pregătire şi încheiere la metoda nouă, lei/m;

L — lungimea limită inferioară de la care devine avantajoasă aplicarea metodei noi.

În funcţie de gradul de asigurare a securităţii muncii, ordinea de preferinţă a metodelor este următoarea: I — prin foraje; II — cu găuri lungi pe întreaga lungime a suitorii; III — cu platforma mobilă mecanizată (Alimak); IV — cu colivia Jora; pe ultimul loc V — metoda clasică.

5. SĂPAREA ŞI SUSŢINEREA PUŢURILOR VERTICALE

Puţurile verticale sînt executate cu scopul de a deschide zăcămintele de substanţe minerale utile şi de a asigura aerajul minelor, transportul producţiei, a materialelor şi personalului, evacuarea apelor, transportul de rambleu ş.a.

Din totalitatea lucrărilor miniere de deschidere, pregătire şi exploatare, puţurile ocupă o situaţie cu totul deosebită, datorită importanţei pe care o au în activitatea unei mine, iar din punctul de vedere al execuţiei reprezintă lucrarea cu cele mai complexe procese de muncă. În funcţie de adîncime, diametru şi tipul susţinerii, pentru construcţia puţurilor sînt alocate 50% din totalul investiţiilor şi 35—40% din timpul necesar deschiderii unui cîmp minier.

Amplasarea puţului, dimensiunile şi profilul secţiunii transversale, adîncimea, tipul şi construcţia susţinerii se aleg în funcţie de următorii factori: modul de deschidere şi adîncimea lui (la care este situat zăcămîntul), producţia anuală a minei, caracteristicile fizico-mecanice şi condiţiile hidrogeologice ale rocilor, schema de aeraj adoptată, durata de serviciu ş.a.

5.1. DOCUMENTAŢIA GEOMECANICĂ ÎN VEDEREA EXECUTĂRII PUŢURILOR VERTICALE

Documentaţia geomecanică reprezintă un act tehnic de bază necesar cunoaşterii condiţiilor în care urmează să se execute puţul. În baza documentaţiei geomecanice, se proiectează tehnologia de săpare, se aleg materialele de susţinere şi se calculează portanţa şi grosimea susţinerii. În acest scop documentaţia geomecanică trebuie să cuprindă: datele geologice; condiţiile hidrogeologice; proprietăţile fizice ale rocilor; proprietăţile termofizice; proprietăţile mecanice; proprietăţile elastice, plastice şi reologice; stabilitatea rocilor; gradul de tectonizare şi de fisurare a masivului de rocă, orientarea şi deschiderea fisurilor.

Pentru întocmirea documentaţiei geomecanice se recomandă forarea la 20 m de axa puţului a unei găuri de sondă, iar probele de teren (carotele) obţinute în urma forării sondei se analizează în cadrul laboratoarelor de mecanica rocilor.

În baza documentaţiei elaborate se mai fac următoarele precizări:

— puţurile trebuie amplasate astfel încît să asigure deschiderea zăcămîntului cu pierderi minime de rezerve;

— în perimetrele unde se constată prezenţa nisipurilor acvifere puţul trebuie amplasat pe cît posibil în zona unde grosimea lentilelor cu nisip acvifer este minimă;

— amplasarea puţului trebuie aleasă în afara zonelor faliate, fracturate sau cu o tectonică dificilă, astfel încît în procesul de săpare să se asigure cele mai favorabile condiţii geomecanice.

5.2. ALEGEREA PROFILULUI ŞI DIMENSIONAREA SECŢIUNII TRANSVERSALE A PUŢURILOR VERTICALE

Profilul secţiunii transversale a puţurilor se alege în funcţie de destinaţie şi durata lor de serviciu, caracteristicile geomecanice ale rocilor şi proprietăţile materialelor de susţinere. Prin prizma acestor criterii, în ţara noastră sînt folosite frecvent profilele circulare. Cu totul izolat îşi găsesc aplicabilitate şi profilele dreptunghiulare la minele de minereuri, saline şi unităţile I.P.E.G.

Profilul circular — pentru care materialul de susţinere îl constituie betonul sau boltarii — asigură puţului cea mai mare stabilitate chiar şi în condiţii geominiere mai dificile. Explicaţia este dată de faptul că pentru astfel de profile, susţinerea este solicitată mai mult la eforturi de compresiune, faţă de care betonul, boltarii şi rocile înconjurătoare dispun de rezistenţe mecanice mai ridicate

Dimensionarea secţiuni transversale ale puţurilor. Dimensionarea suprafeţei transversale trebuie efectuată cu scopul de a se pune în concordanţă capacitatea anuală de producţie a minelor cu capacitatea de extracţie a puţului, asigurarea debitelor de aer necesare minei şi securitatea maximă la transportul producţiei.

Dimensionarea se efectuează, pe cale *grafică*, în funcţie de gabaritele schipurilor sau coliviilor, modul lor de amplasare în puţ, distanţele dintre mijloacele de transport şi susţinere, dimensiunile şi amplasarea compartimentului de circulaţie a personalului, locul de amplasare şi dimensiunile conductelor de aer comprimat, apă, rambleu şi cablurilor electrice.

Pe cale *analitică* dimensionarea secţiunii transversale se determină în funcţie de producţia anuală a minei şi cuprinde următoarea succesiune:

Calculul capacităţii orare de extracţie a puţului

$$A_h = \frac{K_N \cdot A}{N \cdot t} \quad [t/h] \qquad (5.1)$$

unde: K_N este coeficientul de neuniformitate la transportul producţiei de puţ ($K_N = 1{,}5$ pentru sectorul carbonifer; $K_N = 1{,}15 \cdots 1{,}25$ pentru sectorul minereritului metalifer; A — producţiia anuală a minei, t/an; N — numărul zilelor lucrătoare pe an ($N = 300$); t — numărul orelor de funcţionare a maşinii de extracţie pentru transportul producţiei ($t = 20$ h).

Calculul producţiei extrase la o cursă

$$Q = \frac{4\sqrt{H} + t}{3600} \cdot A_h \quad [t] \qquad (15.2)$$

unde: H este înălţimea totală de extracţie, m; t — timpul de staţionare la încărcare-descărcarea schipurilor sau coliviilor (tabelul XIX. 49)

Calculul volumului schipurilor sau a vagonetelor

$$q = \frac{Q}{\gamma} \quad [m^3] \qquad (5.3)$$

Tabelul XIX.49

Timpii de staţionare a schipurilor şi coliviilor

Volumul schipului [m³]	Timp de staţionare [s]	Tipul coliviilor	Număr de vagonete pe etaj	Timp de staţionare [s]
5	7	Un etaj	1 vagonet	12
8	8	Două etaje	2 vag. pe fiecare platformă	30
15	15	Trei etaje	Idem	40
		Patru etaje	Idem	60

unde γ este greutatea volumică a substanţei minerale utile, t/m³; Q — masa substanţei minerale utile, t.

După determinarea volumului schipului, se adoptă valoarea tipizată apropiată de valoarea rieşită din calcul şi se stabilesc dimensiunile finale (lungimea, lăţimea şi înălţimea schipului sau coliviei).

În ţara noastră sînt folosite schipurile de 8 t (fig. XIX 162) ale căror caracteristici sînt redate în tabelul XIX.50.

La E. M. Lupeni se folosesc schipuri de 15 t cu dimensiunile: 2640 × ×1010 ×24600 mm.

Dimensiunile coliviilor se stabilesc în funcţie de producţia ce trebuie transportată pe puţ şi gabaritul vagonetelor. În tabelul XIX.51 sînt date caracteristicile tehnice ale coliviilor folosite în industria noastră minieră, iar în tabelul XIX.52 gabaritele vagonetelor.

Între vagonet şi peretii coliviei trebuie păstrată o distanţă minimă de 50 mm. Se menţionează,de asemenea, că pe fiecare m² din platforma coliviei trebuie să revină 5 persoane.

Pentru dimensionarea suprafeţei puţului trebuie cunoscută, de asemenea: distanţa dintre schip sau colivie şi susţinere, care are valoarea minimă de 200 mm; tipul şi dimensiunile moazelor şi ghidajelor (tabelul XIX. 53); distanţa dintre ghidaj şi sania de ghidare, cu valoarea de 5 — 10 mm; dimensiunile compartimentului de circulaţie a personalului. Potrivit NDPM gurile podurilor de odihnă şi de trecere a personalului trebuie să aibă secţiunea de minimum 0,6 × 0,7 m.

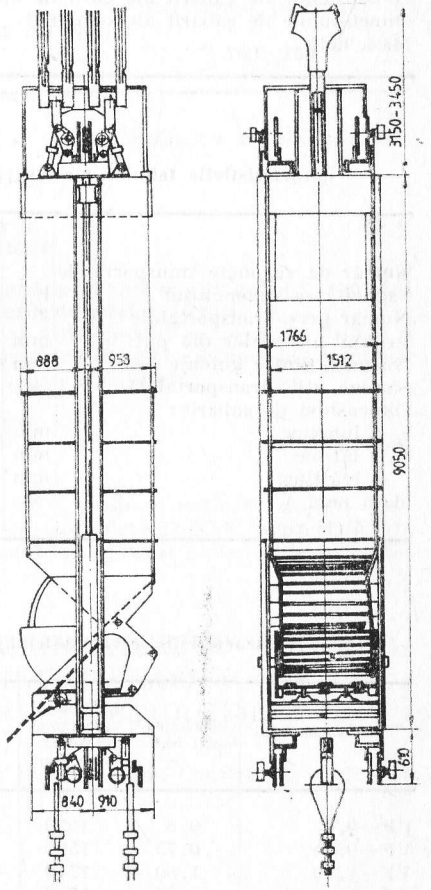


Fig. XIX.162. Vedere generală a unui schip de 8 t.

Tabela XIX.50

Caracteristicile tehnice ale schipurilor de 8 t folosite în minele din România

Sarcina statică maximă	$30 \cdot 10^3$ daN
Sarcina utilă maximă	$8 \cdot 10^3$ daN
Distanța dintre ghidaje	1636 mm
Dimensiunile de gabarit ale gurii de încărcare	4360×1750×1516 mm
Dimensiunile de gabarit ale gurii de descărcare	4160×1750×1512 mm
Dimensiunile de gabarit ale schipului	1746×1776×9050 mm
Masa netă	11 464 kg

Tabela XIX.51

Caracteristicile tehnice ale coliviilor folosite în minele din România

	U/M	1/1	3/1	3/2	4/1	4/2
Număr de vagonete transportabile		1	3	6	4	8
Capacitatea vagonetului	l	1000	1000	1000	1000	1000
Număr pers. transportabile		8	30	45	64	48+8
Profilul ghidajelor din puț	mm	150×120	150×150	180×180	180×180	180×150
Distanța dintre ghidaje	mm	1020	1950	3070	3640	3640
Sarcina utilă transportabilă	kg	2500	4800	7200	6400	9600
Dimensiuni de gabarit:						
— lungime	mm	1950	—	3650	—	3650
— lățime	mm	1010	1010	1010	1010	1010
— înălțime	mm	2600	6600	6600	8600	8600
Masa netă	kg	1400	3300	6200	4200	8000

Tabelul XIX.52

Caracteristicile vagonetelor de mină de fabricație românească

Tipul vagonetului	Capacitatea cutiei [m³]	Lungimea vagonetului după tamponare [mm]	Lățimea vagonetului [mm]	Ecartamentul [mm]	Masa netă [kg]
VF—0,6	0,6	1330	794	570; 600; 630	390
VF—0,75	0,75	1530	794	570; 600; 630	390
VF—1,00	1,00	1710	809	600; 630	550
VF—1D—00	1,00	1700	810	600; 630; 750; 760	554—582

Tabelul XIX.53

Dimensiunile moazelor și ghidajelor utilizate în minele din România

Tipul moazei	Dimensiuni [mm]		Tipul ghidajului	Dimensiuni [mm]
	Înălțime	Lățime		
Moază profil U—20	200	75	Lemn molid, profil dreptunghiular	150×120...180×180
Moază profil I—26	260	113	Ghidaj metalic din profil cornier	160×160

Suprafața puțului (S), reieșită din calcul, se verifică în funcție de viteza curentului de aer (v) și debitul necesar de aer (Q).

$$v \leqslant \frac{Q}{S} \quad [\text{m/s}] \tag{5.4}$$

Viteza maximă a curentului de aer în puțurile prin care se efectuează transportul de personal și producția este de 8 m/s, iar în puțurile de aeraj — 15 m/s.

După determinarea secțiunii transversale și verificarea ei la viteza de trecere a curentului de aer, se alege tipul și grosimea susținerii definitive. Cunoscînd grosimea susținerii definitive, se determină secțiunea de săpare a puțului:

$$S_s = \frac{\pi(D_L + 2T)^2}{4} \quad [\text{m}^2] \tag{5.5}$$

unde: D_L este diametrul în lumină a puțului, m; T — grosimea susținerii, m.

În țara noastră profilele puțurilor sînt tipizate. Tabelul XIX.54 prezintă atît parametrii de bază ale profilelor tipizate cît și modul de amplasare a vaselor de extracție

5.3. MĂSURI TEHNICO-ORGANIZATORICE PREMERGĂTOARE CONSTRUCȚIEI ȘI CLASIFICAREA METODELOR DE SĂPARE A PUȚURILOR

Natura și volumul lucrărilor din perioada premergătoare. Construcția puțurilor poate fi împărțită în mai multe etape:

— etapa pregătitoare sau premergătoare;

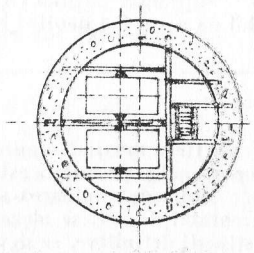
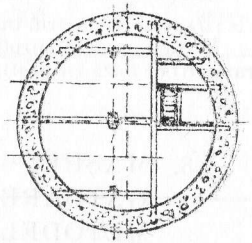
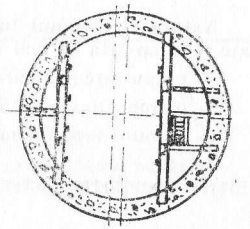
— prima etapă de bază;

— a doua etapă de bază.

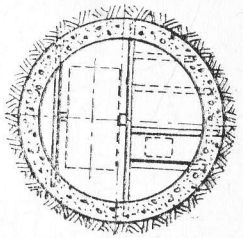
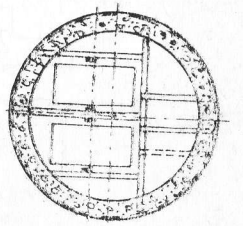
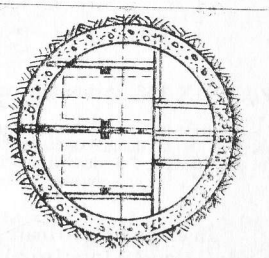
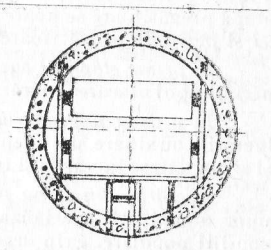
În *etapa pregătitoare* — se execută lucrările de pregătire a suprafeței viitoarei incinte miniere și lucrările geotehnice pentru viitoarele construcții sau fundații. În afară de

Tabelul XIX.54

Modul de amenajare și de amplasare a schipurilor și coliviilor în profilul puțurilor la minele din România

Nr. crt.	Tipul puțului	Diametrul util al puțului [m]	Suprafața profilului [m²]		Tipul vasului de extracție	Schema de amplasare a vaselor de extracție în profilul puțului
			Utilă	În fază de execuție		
0	1	2	3	4	5	6
	A. ÎN SECTORUL CARBONIFER					
1	PB—4,0 (PZ—5,0)	4,0	12,56	18,90	2 colivii	
2	PB—5,0 (PZ—5,0)	5,0	19,62	28,30	2 colivii	
3	PB—5,0 (PZ—5,0)	5,0	19,62	28,30	2 schipuri	
4	PB—6,0	6,0	28,26	43,00	4 schipuri	

Tabelul 54 (continuare)

0	1	2	3	4	5	6
	B. ÎN SECTORUL MINELOR DE MINEREURI					
5	PB—3,1	3,1	7,50	11,90	o colivie cu contra greutate	
6	PB—40 (PZ—4,0)	4	12,56	18,90	2 colivii	
7	PB—4,4	4,4	15,30	23,00	2 colivii	
8	PB—5,0	5,0	19,60	25,50	2 colivii	
9	PB—5,0	5,0	19,60	25,50	2 schipuri	
10	PDLD-9,2	—	9,20	12,70	2 colovii	

aceasta, se procedează la dotarea cu utilaje pentru săparea și amenajarea puțurilor, executarea clădirilor utilizate pe perioada construcției, se montează utilajele necesare săpării puțului, executarea gurii puțului ș.a. În cazul săpării puțurilor prin metode speciale se pregătesc instalațiile și utilajele corespunzătoare. În fig. XIX.163 este prezentat un model de amenajare a suprafeței pentru începerea construcției puțului.

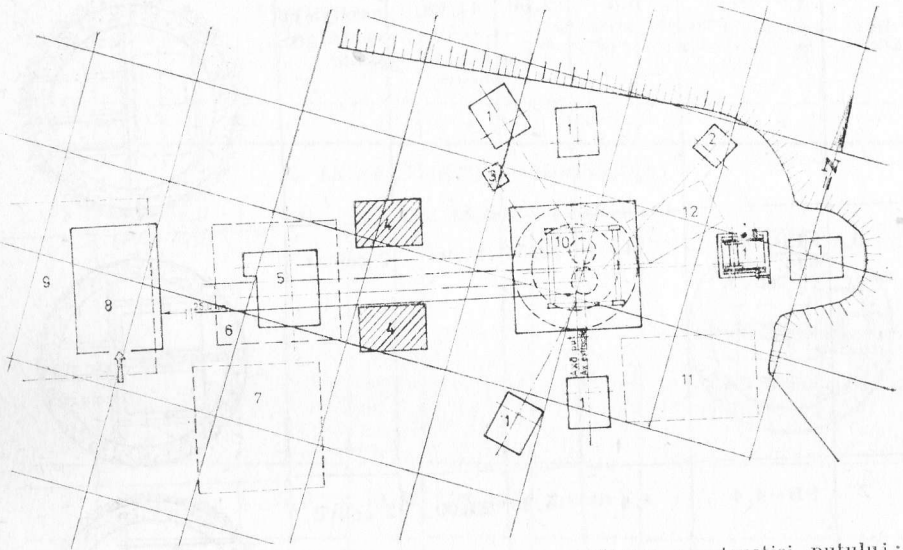


Fig. XIX.163. Amenajarea suprafeței în faza premergătoare construcției puțului:

1 — trolii de manevră de 150 kN pentru deservirea cofrajului glisant și a podului mobil; *2* — troliu manual de 55 kN; *3* — troliu manual de 32 kN; *4* — fundație turn puț; *5* — troliu de extracție 2T—1200/800; *6* — casă troliului de extracție; *7* — depozit ciment; *8* — atelier mecanic; *9* — casa mașinii definitive de extracție; *10* — gulerul puțului; *11* — platformă depozitare agregate; *12* — betonieră BL—500.

În etapa pregătitoare se execută lucrări atît în cadrul suprafeței incintei industriale a minei (lucrări interioare) cît și lucrări în afara incintei (lucrări exterioare). Ca urmare, etapa pregătitoare se poate subdiviza la rîndul ei în perioada pregătitoare *în cadrul incintei* și perioada pregătitoare din *afara incintei* (fig. XIX.164).

În *prima etapă de bază* — se execută, în principal, puțul și celelalte lucrări care permit apoi atacarea lucrărilor miniere orizontale și înclinate.

În *a doua perioadă de bază* — se execută lucrările miniere orizontale și înclinate, lucrările auxiliare și de reparații, se demontează utilajele folosite la construcția puțului și se pregătesc lucrările și instalațiile pentru ca mina să fie dată în exploatare.

Lucrările din etapa pregătitoare care se execută în afara incintei revin, de regulă, unor organizații specializate de construcții și montaj din cadrul altor ministere sau consilii populare. Prin organizațiile specializate se execută liniile de legătură magistrale cu lungime de peste 3 km, cum ar fi: cale ferată, șosea auto, linii de telecomunicații, linii electrice de înaltă tensiune și stații de transformare, conducte de alimentare cu apă și

construcții de captare, canalizare și instalații de epurare, conducte pentru alimentare cu gaze, abur ș. a.

Lucrările din etapa pregătitoare care se execută în interiorul incintei sînt cele de eliberare a suprafeței incintei și cele pentru dezvoltarea rațională a lucrărilor de construcție.

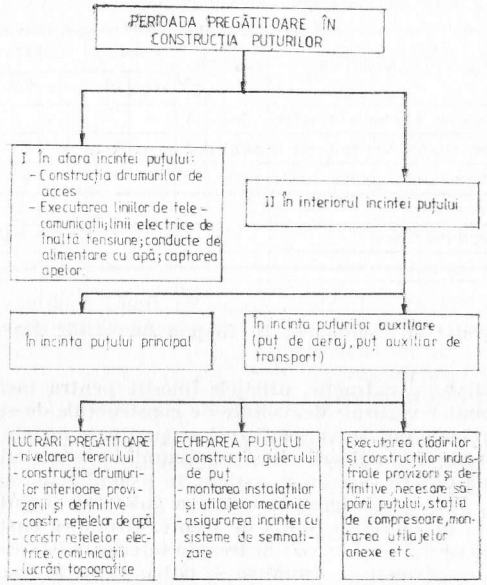


Fig. XIX.164. Schema cu lucrările executate în perioada premergătoare.

Între acestea se menționează: lucrări topografice pentru viitoarele construcții; defrișarea terenului, montarea barăcilor, executarea fundațiilor pentru construcțiile și instalațiile definitive etc.

Succesiunea și durata de execuție a lucrărilor din etapa premergătoare construcției puțurior. În planul calendaristic general se stabilește dependența și ordinea de execuție a fiecărui obiect și se determină, de asemenea, necesarul de forță de muncă și resursele materiale.

În fig. XIX.165 este prezentat un exemplu cu eșalonarea în timp a lucrărilor executate în etapa pregătitoare, în incinta puțului.

Coustrucția gulerului de puț. Gura sau gulerul reprezintă tronsonul cu adîncimea de 10—30 m, cuprins între suprafață și rocile de bază (rocile nealterate). În cazul cînd rocile de bază se extind pînă la suprafață, gulerul puțului constituie tronsonul cu o adîncime de aproximativ 10 m, cota finală fiind situată cu 2—2,5 m sub nivelul vetrei canalului de aeraj.

Proiectul pentru construcţia gulerului de puţ cuprinde alegerea schemelor tehnologice de săpare, alegerea utilajelor, valoarea indicatorilor tehnico-economici care trebuie realizaţi şi desenele de execuţie.

Schemele tehnologice de săpare se aleg în funcţie de: diametrul puţului şi adîncimea gulerului de puţ; tipul rocilor acoperitoare şi a rocilor de bază, materialul şi tipul susţinerii, metoda de construcţie a puţului şi posibilitatea utilizării turnului definitiv

Nr. crt.	SPECIFICAŢIA LUCRĂRILOR	CANTIT.	Nr. sch/zi	AVANSUL sch.	AVANSUL zi	DURATA zile	DURATA luni	1984 TRIM. III VII	VIII	IX	TRIM. IV X	XI	XII
1.	Săparea, susţinerea gulerului şi pintenului de reazem	Sm	3	—	—	25,5	1						
2.	Montarea turnului de extracţie definitiv	h=16m	2	—	—	13	0,5						
3.	Casa maşini de extracţie pentru săpare	6×6×3	2	—	—	12	0,5						
4.	Montaj instalaţie de extracţie	1	1	—	—	25,5	1						
5.	Montaj instalaţii săpare-betonare	1	2	—	—	12	0,5						
6.	Montare poduri de siguranţă	—	3	—	—	8	0,3						
7.	Montaj utilaje de manevră (troliu)	—	2	—	—	51	2						

Fig. XIX.165. Grafic cu eşalonarea în timp a lucrărilor din etapa pregătitoare.

şi instalaţiei definitive de extracţie, utilajele folosite pentru încărcarea şi evacuarea rocii; valoarea sarcinilor verticale dezvoltate de construcţiile de suprafaţă.

Întrucît gulerele de puţ traversează roci acoperitoare instabile cu rezistenţe mecanice reduse, atît grosimea susţinerii cît şi configuraţia conturului exterior al susţinerii sînt proiectate după criterii care au în vedere, în primul rînd, siguranţa şi securitatea întregii construcţii. Pentru a asigura stabilitatea gulerului de puţ, conturul exterior al susţinerii se execută de obicei în formă de trepte. Grosimea susţinerilor pentru prima treaptă are valoarea de 1,2—1,5 m, iar în treapta inferioară 0,6—0,8 m. În etapa actuală gulerele de puţ se construiesc în următoarele patru variante (fig. XIX. 166 şi tabelul

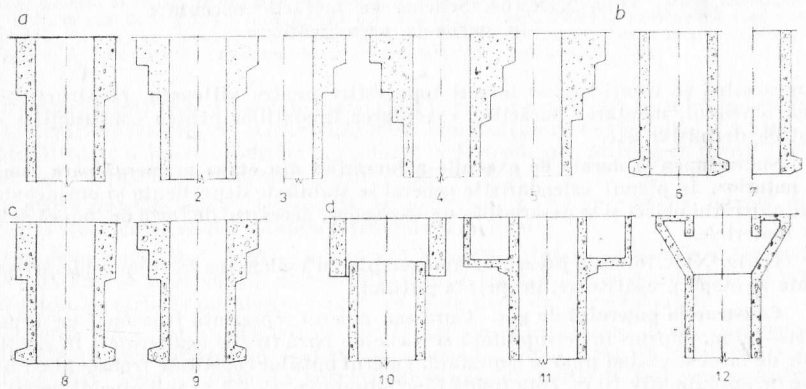


Fig. XIX.166. Clasificarea schemelor de construcţie a gulerului de puţ.

XIX.55): în trepte (*a*), cilindrice (*b*), combinate (*c*) şi speciale (*d*). Se pot nominaliza cinci scheme tehnologice de construcţie a gulerelor de puţ care potrivit clasificării din tabelul XIX.56 sînt grupate în: *scheme fără turn de extracţie* şi *scheme cu turn de extracţie.*

În ţara noastră şi străinătate şi-au găsit o largă aplicabilitate *schema succesivă cu instalaţii mobile de încărcare a rocii* şi *schema succesivă cu turn de extracţie provizoriu şi instalaţie de extracţie provizorie sau definitivă,*

Tabelul XIX.55

Clasificarea gulerelor de puţ

Tipul gulerului de puţ (fig. XIX.166)	Caracteristica gulerului de puţ	Domeniul de aplicare
1—3	Una sau două trepte cu suprafaţa de sprijin plană sau conică	Sarcini verticale de valoare medie şi redusă. Roci compacte. Lipsa canalelor de aeraj în guler. Adîncimea gulerului de maximum 5 m. Diametrul util pînă la 6 m.
4—5	Guler cu trei trepte avînd suprafaţa de sprijin plană sau conică	Sarcini verticale medii şi de valoare ridicată. Roci cu tărie redusă. Lipsa canalelor de aeraj. Adîncimea pînă la 6 m. Diametrul util pînă la 6 m.
6—7	Cilindric cu una sau două picioare de reazem de formă conică sau biconică	În situaţiile cînd în guler se prevede construcţia canalelor de aeraj, prezenţa unor roci cu diferite rezistenţe. Puţuri cu diferite diametre şi sarcini de diferite valori. Adîncimea gulerului pînă la 15 m.
8—9	Guler constituit din una sau două trepte, cu suprafaţa de sprijin plană sau conică şi prevăzut cu 1—2 picioare de sprijin	O parte din construcţiile industriale din jurul puţului se sprijină chiar pe gulerul puţului. În gulerul puţului sînt prevăzute canale de aeraj. Indicate pentru roci cu tărie redusă.
10—11	Guler de puţ cu diametru mărit şi galerii de centură	Construcţia puţurilor prin congelare.
12	Guler conic	Pe gulerul puţului se montează turnul definitiv de extracţie.

Tabelul XIX.56

Clasificarea schemelor de construcție a gulerelor de puț

Scheme fără turn de extracție

I. Schema succesivă de construcție a gulerului de puț cu instalații mobile de încărcare și transport a rocii.	II. Schema concomitentă de construcție a gulerului de puț cu instalații mobile de încărcare și transport a rocii.

Scheme cu turn de extracție

III. Schema succesivă de construcție a gulerului de puț cu turn de extracție provizoriu și instalație de extracție provizorie.	IV. Schema concomitentă de construcție a gulerului de puț cu turn definitiv de extracție și instalație definitivă de extracție.

V. Schema concomitentă de construcție a gulerului de puț cu turn definitiv de extracție și instalație definitivă montată în turn.

Schema succesivă cu folosirea instalațiilor mobile de extracție. Săparea și susținerea provizorie a gulerului de puț se efectuează pe întreaga sa adîncime pînă la nivelul rocilor de bază, urmată de executarea susținerii definitive în sens ascendent (fig. XIX. 167).

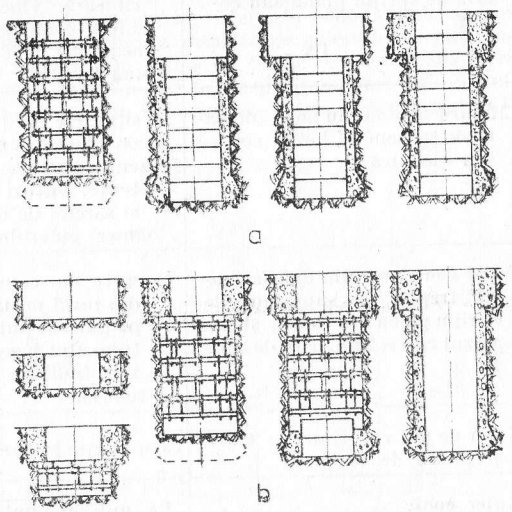


Fig. XIX.167. Etapele tehnologice de construcție a gulerului de puț, în cadrul schemei succesive.

Pentru început se efectuează delimitarea conturului puțului, fixarea axului puțului etc. Ținînd seama că majoritatea rocilor acoperitoare sînt constituite din bolovănișuri, grohotișuri, nisipuri, loessuri și pămînturi loessoide ș.a., se recomandă ca excavarea lor pînă la adîncimea de 3—3,5 m să se realizeze mecanizat cu ajutorul autocranelor, sau excavatoarelor echipate cu cupă întoarsă. Continuarea procesului de excavare este admisă numai după montarea ramei șablon (fig. XIX.168). *Rama șablon* reprezintă un cadru

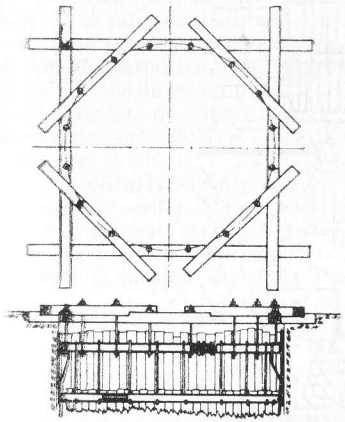


Fig. XIX.168. Rama șablon.

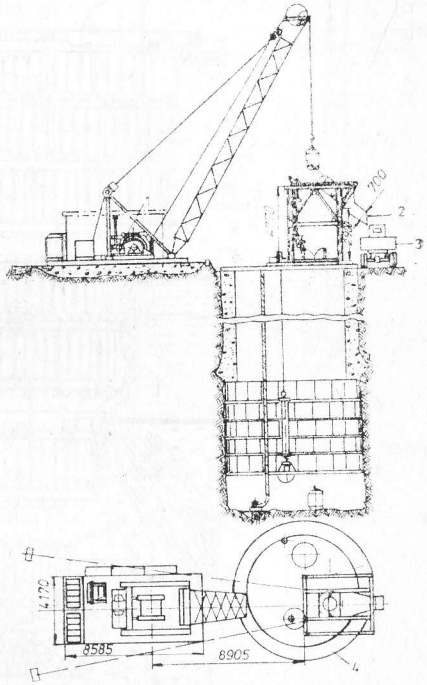


Fig. XIX.169. Troliu mobil de extracție: *1* — troliu; *2* — siloz; *3* — autobasculantă; *4* — conturul puțului.

executat din lemn fasonat cu laturile de 250 × 250 mm, ori din grinzi metalice laminate cu profil I sau U, care servește pentru delimitarea conturului gulerului de puț.

Rama șablon se acoperă cu scînduri și este prevăzută cu uși care trebuie să stea permanent închise pentru a proteja muncitorii din frontul de lucru. În rocile cu tărie medie și ridicată dislocarea lor din masiv se efectuează prin perforare-împușcare, iar transportul la suprafață cu ajutorul chiblelor de 0,3—0,5 m³. Ridicarea chiblelor la suprafață se poate realiza cu ajutorul automacaralelor pentru adîncimi pînă la 10 m, iar pentru adîncimi mai mari de 10 m pot fi folosite trolii de extracție sau diferite instalații mobile de extracție (fig. XIX.169).

Productivitatea la încărcarea şi transportul rocii cu instalaţiile prezentate poate înregistra valori de 7—8 m³/h.

Evacuarea apelor se realizează cu chible, pentru debite reduse, şi pompe atunci cînd debitele sînt mai mari de 3—5 m³/h.

Pe măsura avansării în profunzime a frontului de lucru, pereţii gulerului de puţ trebuie susţinuţi cu inele metalice din profile U-18 (fig. XIX.170). şi bandajarea spaţiului

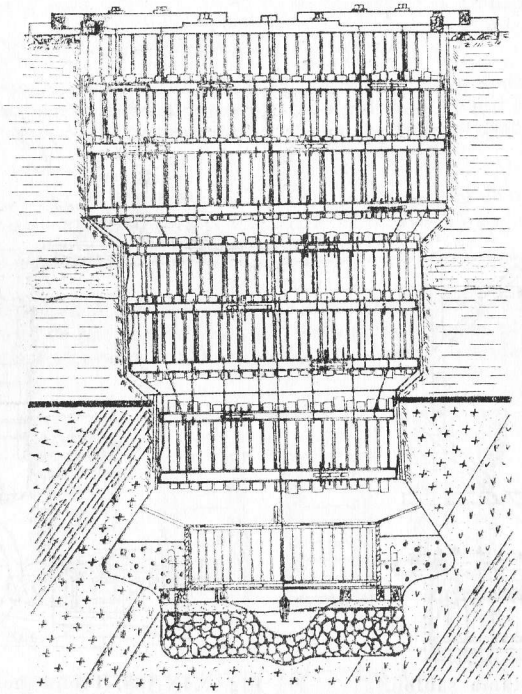


Fig. XIX.170. Susţinerea provizorie a gulerului de puţ şi construcţia piciorului de sprijin.

dintre inele cu scînduri de brad, jumătăţi de lemn sau plasă metalică. Distanţa pe verticală dintre inele se alege în funcţie de stabilitatea rocilor şi are valoarea cuprinsă între 0,5—1,0 m. Inelele sînt legate între ele pe verticală cu cîrlige metalice avînd diametrul de 30—32 mm. Se recomandă, de asemenea, ca între inele, pe perimetrul gulerului de puţ la distanţe de 2,5—3 m să se monteze strîngători din lemn rotund cu diametrul de 120—140 mm.

Lucrările de săpare şi susţinere provizorie continuă cu tehnologia prezentată pînă cînd gulerul ajunge în rocile de bază. În aceste roci lucrările de săpare mai avansează

cu încă 0,8—2,0 m, pentru executarea piciorului de sprijin (fig. XIX. 170). Pentru susţinerea definitivă a gulerului de puţ se recomandă betonul B-200 preparat la suprafaţă în betoniere de cîte 500 l. Avînd în vedere solicitările intense ale gulerului de puţ, uneori pentru susţinere se foloseşte betonul armat, armăturile metalice fiind executate din OB-37 cu diametrul 12—20 mm (fig. XIX. 171). Susţinerea din beton sau beton armat se execută în sens ascendent, de la nivelul piciorului de sprijin. Betonul preparat la suprafaţă poate fi transportat în spatele cofrajului prin conducte metalice cu diametrul de 150 mm (fig. XIX. 172). Pentru cofraje se folosesc cintre metalice din OL-38 profil U-18, U-20 sau panouri metalice. Preîntîmpinarea pătrunderii apelor de la suprafaţă în puţ se asigură prin suprainălţarea susţinerii definitive a gulerului cu 20—25 cm deasupra nivelului solului. Pe măsura executării susţinerii definitive se stabileşte locul de racordare dintre gulerul puţului şi canalul de aeraj sau celelalte canale prevăzute în proiect (fig. XIX.173). După executarea susţinerii definitive, rama-şablon se demontează şi se înlocuieşte cu un pod fix de protecţie sau un pod definitiv de săpare care se consolidează în susţinerea definitivă a gulerului de puţ (fig. XIX.174).

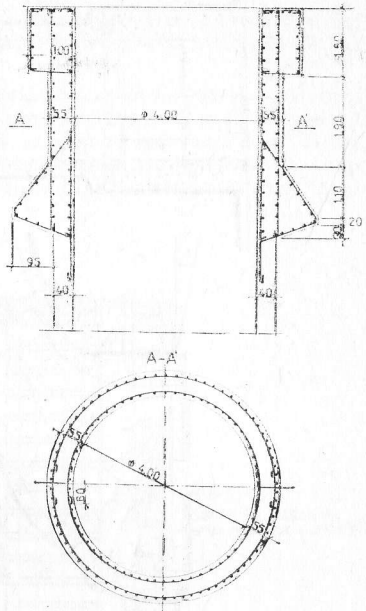


Fig. XIX.171. Susţinerea în beton armat a gulerului de puţ.

Pe podul fix se suspendă firul de plumb central şi firele periferice. Potrivit N.D.P.M. este necesar ca la cel mult 20 m sub podul fix de protecţie să se execute şi al doilea pod fix. Ambele poduri trebuie prevăzute cu uşi ce se vor deschide şi închide alternativ la trecerea chiblei.

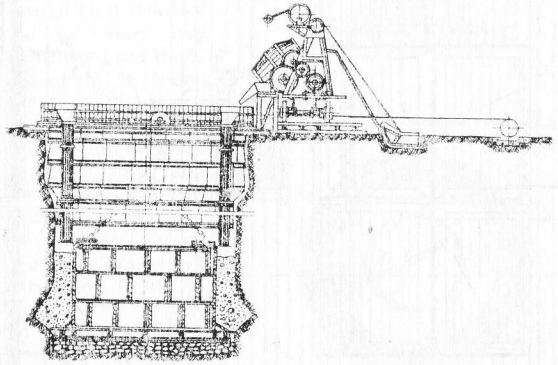


Fig. XIX.172. Tehnologia susţinerii în beton a gulerului de puţ.

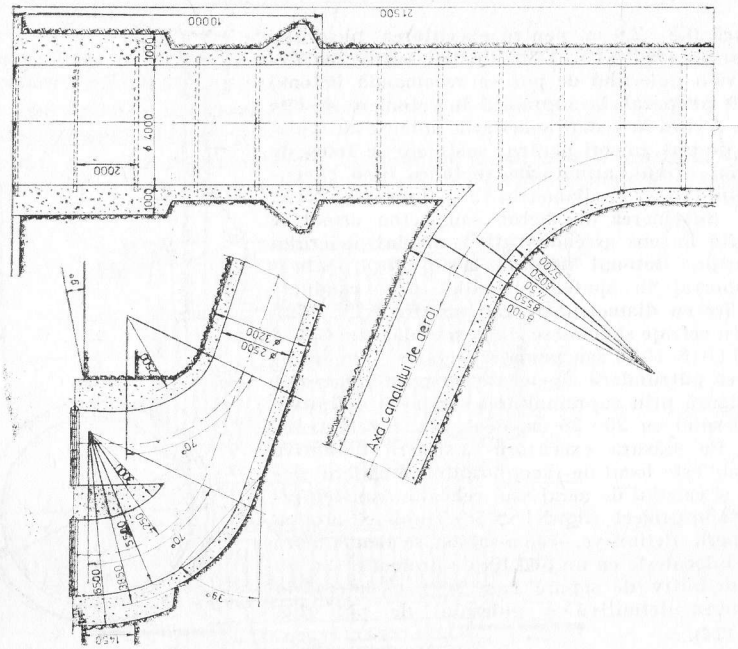


Fig. XIX.173. Racordarea dintre canalul de aeraj și puț.

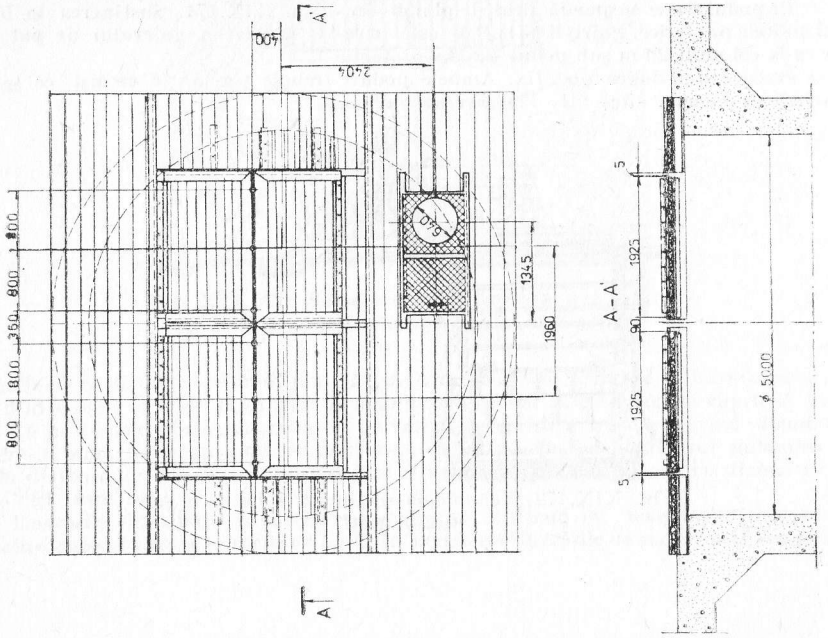


Fig. XIX.174. Pod fix de săpare.

Schema succesivă cu turn de extracție provizoriu. Este identică cu schema descrisă mai înainte, cu deosebire că folosește turn de extracție provizoriu și instalație de extracție provizorie.

Dezavantajele schemelor succesive în construcția gulerelor de puț sînt determinate de mecanizarea limitată în executarea susținerii provizorii, consum mare de muncă pentru montarea și demontarea inelelor metalice și ca urmare realizarea unor viteze de execuție de 15—20 m pe lună. Se menționează, de asemenea, consum mare de timp și de muncă pentru montările și demontările de utilaj, în faza de trecere la executarea propriu-zisă a puțului.

Costul execuției gulerului de puț, ca unul din criteriile de alegere a schemelor, presupune determinarea și compararea costului de săpare a 1 m de lucrare. Parametrii care intră în calculul costului au în vedere cheltuielile pentru lucrările pregătitoare, echiparea puțului, săparea gulerului de puț, ca și lucrările prestate pentru reechiparea frontului de lucru în vederea trecerii la construcția propriu-zisă a puțului.

Impermeabilizarea gulerelor de puț. Impermeabilizarea constă în izolarea susținerii prin crearea unui ecran sau a unui cilindru exterior din materiale impermeabile. În cele mai multe cazuri se folosește impermeabilizarea rocilor prin injectarea unor soluții de ciment, rășini sintetice, bitum, soluții argiloase.

Teoretic, procedeele menționate sînt recomandate atunci cînd debitele apelor de infiltrație au valori mai mari de 8 m³/h. În situația unor debite mai mici (0,8—1,5 m³/h), în Valea Jiului s-a experimentat impermeabilizarea susținerii cu beton hidrotehnic și peliculă hidroizolantă din bitum. Gulerele de puț cuprind două tronsoane: cel inferior cu înălțimea de 8 m, susținut în beton cu grosimea de 1500 mm și tronsonul superior cu înălțimea de 12 m, susținut de asemenea în beton cu grosimea finală de 2500 mm. Tehnologia de lucru prevede patru faze tehnologice (fig. XIX. 175). În faza I are loc săparea și susținerea provizorie a gulerului de puț, urmată de executarea în sens

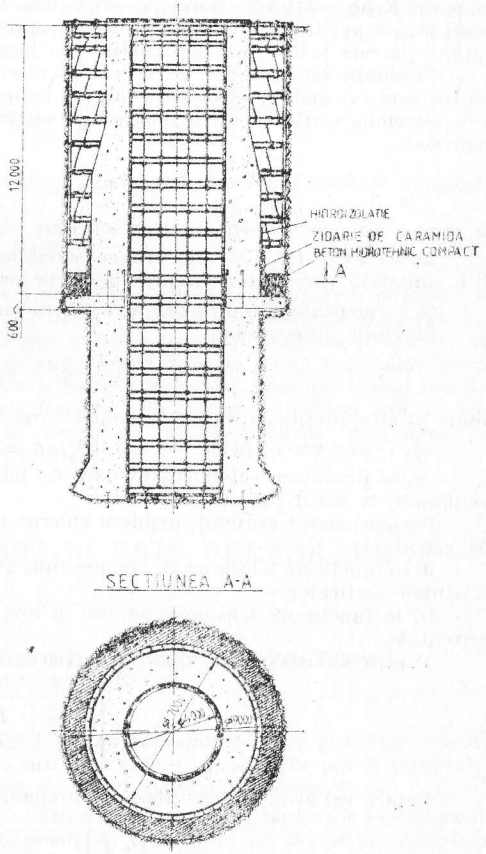


Fig. XIX.175. Hidroizolarea gulerului de puț.

ascendent a susținerii definitive din beton B-200, cu grosimea variabilă de 1000—1500 mm.

În faza a III-a se prevede executarea unui făgaș circular cu lățimea cuprinsă între 1000—1500 mm, pe conturul exterior al susținerii. Faza IV-a cuprinde realizarea centurii inelare de hidroizolație din bitum cauciucat cu grosimea de 30 mm, sub protecția unei zidării de cărămidă și turnarea betonului hidrotehnic cu grosimea de 920 mm. Procedeul descris are avantajul că asigură protejarea susținerii gulerului de puț cu investiții minime și începerea construcției gulerului de puț într-un timp minim.

Dimensionarea susținerii gulerului de puț. Gulerul puțului este solicitat de sarcini verticale și orizontale. Sarcinile verticale sînt constituite din greutatea proprie a susținerii, greutatea turnului definitiv, greutatea mașinii de extracție și a utilajelor anexe care se sprijină pe susținere. Sarcinile orizontale sînt date de presiunea hidrostatică (în cazul rocilor acvifere), presiunea rocilor înconjurătoare, solicitările suplimentare ale fundațiilor pe care se sprijină construcțiile din jurul puțului.

Presiunile verticale sînt, de obicei, mai mari în comparație cu cele orizontale, motiv pentru care calculele se efectuează față de acțiunea acestor solicitări.

Sarcinile verticale care acționează pe susținerea gulerului de puț se pot calcula cu expresia:

$$P_v = \mu \Sigma P + Q_s \quad [\text{kN}] \tag{5.6}$$

în care: μ este coeficientul de suprasolicitare, egal cu 1,2—1,4;

$\Sigma P = P_1 + P_2 \ldots + P_n$ — suma sarcinilor verticale dezvoltate de construcțiile de la suprafață, care se transmit prin fundațiile lor asupra susținerii gulerului de puț, kN;

Q_s — greutatea propriu-zisă a susținerii gulerului de puț, kN.

Sarcinile orizontale:

$$q = (q_1 + q_2 + q_3) \quad [\text{MPa}] \tag{5.7}$$

unde: q_1 este presiunea rocilor înconjurătoare, MPa;

q_2 — presiunea apelor din lentilele cu nisipuri acvifere, MPa;

q_3 — presiunea suplimentară dată de influența construcțiilor de la suprafață și amplasate în jurul puțului, MPa.

Dimensionarea grosimii susținerii gulerului de puț se efectuează prin două metode de calcul:

a) în funcție de tensiunea de compresiune admisă în materialul susținerii și valoarea sarcinilor verticale;

b) în funcție de tensiunile admise în materialul susținerii și valoarea presiunilor orizontale.

Pentru dimensionarea după primul criteriu este indicată expresia:

$$C = \sqrt{\frac{D_0^2}{2} + \frac{P_v}{\pi R_S}} - \frac{D_0}{2} \tag{5.8}$$

Pentru cel de-al doilea criteriu se propune relația:

$$C = \frac{D_0}{2}\left(\sqrt{\frac{R_S}{R_S - 2p_{max}}} - 1\right) \tag{5.9}$$

În formulele de mai sus, D_0 reprezintă diametrul puțului în lumină, m; P_v — sarcinile verticale transmise asupra rocilor în care se amplasează piciorul de sprijin al gulerului, kN; R_S — tensiunile de compresiune admise în susținerea din beton, MPa; p_{max} — presiunea orizontală maximă care solicită susținerea, MPa.

Grosimea susținerii în secțiunea periculoasă, din condiția de rezistență la rupere a betonului (R_R), se verifică cu expresia:

$$C = \sqrt{\frac{D_0^2}{2} + \frac{P_v}{\pi R_R}} - \frac{D_0}{2} \tag{5.10}$$

Înlocuind în expresia de mai sus pe R_R cu tensiunea reală σ_A și efectuînd operațiile necesare, se obține formula pentru determinarea tensiunilor de tracțiune în secțiunea cea mai periculoasă din gulerul puțului:

$$\sigma_A = \frac{P_v}{\pi C(D_0 + C)} \tag{5.11}$$

Pentru preîntîmpinarea deformării și distrugerii susținerii trebuie respectată condiția:

$$\sigma_A \leqslant R_S \tag{5.12}$$

Clasificarea metodelor de săpare a puțurilor. Metodele de săpare a puțurilor sînt clasificate — în funcție de proprietățile rocilor străbătute și afluențele de apă — în trei grupe. În prima grupă sînt cuprinse *metodele obișnuite*, indicate rocilor cu tărie medie și ridicată și cu afluențe mici de apă. Grupa doua se referă la *metodele speciale* recomandate condițiilor geominiere dificile caracterizate prin prezența rocilor instabile, a nisipurilor acvifere și a rocilor foarte fisurate prin care se infiltrează ape la debite mai mari de 8 m³/h. Grupa treia are în vedere executarea puțurilor prin *forare*, atît în rocile instabile cît și în cele cu stabilitate medie.

5.4. SĂPAREA PUȚURILOR PRIN PERFORARE ȘI ÎMPUȘCARE

5.4.1. SCHEME TEHNOLOGICE DE SĂPARE A PUȚURILOR PRIN PERFORARE-ÎMPUȘCARE

În funcție de modul cum se succed sau se suprapun în timp și spațiu cele două operații fundamentale de săpare și de susținere definitivă, puțurile pot fi executate cu una din următoarele scheme tehnologice: succesivă, paralelă și concomitentă.

Schema succesivă (fig. XIX. 176). Potrivit acestei scheme săparea și susținerea definitivă a puțurilor se realizează pe tronsoane cu o înălțime de 25—30 m. Astfel, mai întîi se execută săparea și susținerea provizorie cu inele metalice a tronsonului de lucru pînă la limita lui inferioară (fig. XIX. 176, *a*). În continuare, la baza tronsonului

se execută lăcașul piciorului de sprijin care se betonează (fig. XIX.176 *b*), după care se montează susținerea definitivă a puțului în sens ascendent.

Susținerea definitivă la această schemă se realizează în general în zidărie de bolțari și mai rar în beton monolit.

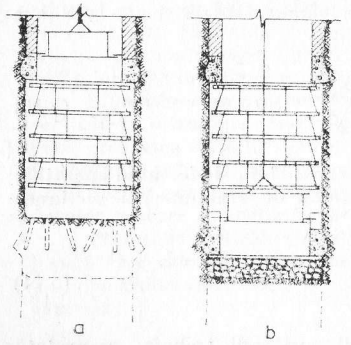


Fig. XIX.176. Schema succesivă de construcție a puțurilor.

Datorită discontinuității procesului de săpare și de susținere definitivă a puțului, precum și a volumului mare de muncă și de timp afectat atît susținerii provizorii cît și definitive, vitezele de construcție cu această schemă sînt reduse (15—30 m/lună).

În practică, schema succesivă se aplică în condițiile în care rocile traversate au o stabilitate mică și necesită o susținere provizorie imediată, iar adîncimea puțurilor nu depășește 150 m.

Schema paralelă (fig. XIX. 177) se caracterizează prin executarea susținerii definitive în același timp cu săparea, însă cu decalarea în spațiu a celor două fronturi de lucru.

În funcție de stabilitatea rocilor traversate și de susținerea definitivă folosită, schema paralelă se aplică în practică în trei variante:

— cu susținerea provizorie a puțului în inele metalice (fig. XIX.177, *a*);

— cu scut metalic de protecție (fig. XIX. 177, *b* și *c*);

— fără utilizarea susținerii provizorii sau a scutului (fig. XIX. 177, *d*).

— *Prima variantă* (fig. XIX.177,*a*) se aplică în condițiile în care puțul are o adîncime mare și un diametru în săpare de minimum 7m, rocile traversate au o stabilitate mică sau medie, iar susținerea definitivă se realizează în zidărie de bolțari sau beton monolit.

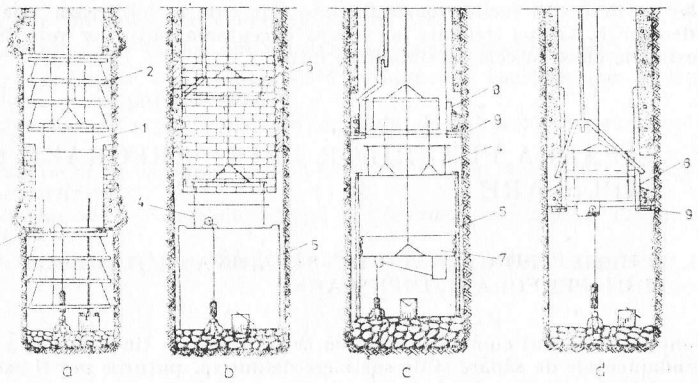


Fig. XIX.177. Schema paralelă de construcție a puțurilor:

a — cu susținere provizorie în inele metalice; *b* și *c* — cu scut metalic de protecție; *d* — fără susținere provizorie sau scut metalic; *1* — pod suspendat; *2* — susținere provizorie; *3* — ramă de întindere; *4* — pod de lucru; *5* — scut de protecție; *6* — pod pentru cimentare; *7* — pod mobil de lucru pentru mutarea graifărului; *8* — cofraj glisant; *9* — inel de etanșare.

Datorită deficiențelor pe care le prezintă, această variantă se aplică rar în practică.

— *Varianta doua* (fig. XIX. 177, *b* și *c*) se aplică în condițiile în care rocile sînt stabile, iar susținerea definitivă se realizează în tubinguri, sau în beton monolit turnat după cofraj glisant. Pentru a proteja muncitorii de o eventuală cădere a rocilor fracturate din pereți, în zona nesusținută a puțului se montează un scut metalic.

— *Varianta treia* (fig. XIX. 177, *d*) derivă din varianta cu cofraj glisant cu scut metalic și se aplică numai în condițiile rocilor cu stabilitate mare în care prezența scutului nu mai este necesară.

Schema concomitentă (fig. XIX. 178, *a* și *b*) se caracterizează prin montarea susținerii definitive în imediata apropiere a frontului de lucru, cu îndeplinirea succesivă a operațiilor de săpare și susținere pe tronsoane scurte de 2,3—4 m.

Această schemă, în varianta cu cofraj glisant, are cea mai mare utilizare la executarea puțurilor verticale în roci cu stabilitate medie și ridicată, întrucît elimină susținerea provizorie și picioarele de sprijin și totodată poate asigura un grad ridicat de mecanizare a operațiilor de bază atît la săpare cît și la susținere.

Analizînd cele trei scheme tehnologice prezentate, se observă că în funcție de schema adoptată, susținea definitivă se poate realiza atît în sens ascendent cît și în sens descendent. Alegerea uneia din cele trei scheme tehnologice depinde în principal de condițiile geologice în care se execută puțul, în funcție de care se aleg apoi utilajele, tipul de susținere definitivă și tehnologia de lucru.

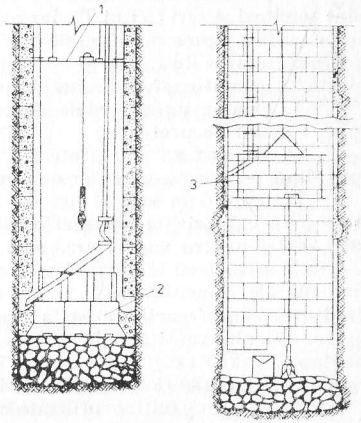


Fig. XIX.178. Schema concomitentă de construcție a puțurilor:

a — cu susținere definitivă în beton monolit; *b* — cu susținere definitivă în tubinguri; *1* — ramă de întindere; *2* — cofraj glisant; *3* — pod de lucru.

5.4.2. PARAMETRII PROCESULUI DE PERFORARE-ÎMPUȘCARE LA SĂPAREA PUȚURILOR

Stabilirea corectă a parametrilor de perforare-împușcare are implicații directe în utilizarea eficientă a energiei explozivi determinînd reducerea cheltuielilor materiale în faza de săpare, în special la capitolul explozivi și mijloace de inițiere. De asemenea, la evaluarea parametrilor se are în vedere obținerea unui profil cît mai aproape de cel proiectat, evitînd formarea golurilor în pereți sau rămînerea de praguri.

La proiectarea tehnologiei de execuție a puțurilor se au în vedere următorii parametri:

Tipul explozivului și al mijloacelor de inițiere. Alegerea explozivului se face în funcție de următoarele criterii:

— caracteristicile mecanice ale rocilor;

— regimul de gaze și de pulberi explozive;

— afluența de apă;

În funcție de aceste criterii se utilizează:

— explozivi ordinari (dinamită, astralită) în cazul cînd în frontul de lucru nu se constată prezența metanului cu ventilatorul oprit 4 zile consecutiv 15 min, sau cînd frontul de lucru este la o distanță mai mare de 10 m de un strat sau de o falie cunoscută;

— explozivi de siguranță cînd nu sînt îndeplinite restricțiile de la punctul anterior.

În anumite situații, cînd se constată prezența metanului, dar rocile înconjurătoare sînt semitari și tari (ST și T), iar utilizarea explozivilor antigrizutoși determină folosirea unor cantități prea mari sau devine imposibilă în cazul rocilor tari, în baza unui program de lucru avizat de CCSM și aprobat de forul tutelar se poate utiliza dinamită, cu respectarea următoarelor măsuri de protecția muncii:

— crearea unor perdele de ceață prin intermediul pulverizatoarelor plasate sub podul mobil de protecție;

— împușcarea sub protecția unui strat de apă cu grosimea de 1 m introdus în puț după încărcarea găurilor de mină, burarea lor și legarea capselor.

Principiul de bază al metodei constă în răcirea imediată a produselor gazoase rezultate prin explozia încărcăturilor din găurile de mină, prin consumarea unei cantități de căldură pentru vaporizarea apei. În felul acesta, temperatura produselor de explozie este mai mică decît temperatura de aprindere a metanului. În cazul cînd totuși în anumite puncte ale frontului de lucru are loc aprinderea sau explozia metanului, ceața are efect inhibitor asupra reacției, aceasta fiind încetinită, apoi oprită, reacția nemaiputîndu-se propaga. Calculul cantității de apă are în vedere cantitatea de căldură degajată prin explozia metanului (855 kcal/m³ de aer cu 1 % CH_4) și cantitatea de căldură necesară pentru vaporizarea apei (560 kcal/l), utilizînd coeficienți suplimentari de siguranță mai mari de 4.

Mijloacele de inițiere utilizate la executarea puțurilor sînt formate din capse electrice instantanee, milisecundă sau întîrziate. Datorită faptului că energia exploziei nu este utilizată numai pentru dislocarea și sfărîmarea rocii, ci și pentru deplasarea ei pe verticală, este rațională utilizarea capselor milisecundă sau întîrziată care creează suprafețe libere suplimentare, mărind randamentul de rupere al găurilor de mină. Datorită numărului mare de găuri de mină și dispunerea ordonată a acestora pe cercuri de rupere, legarea capselor este mixtă (serie-paralel), adică găurile de mină de pe același cerc sînt legate în serie, iar cercurile între ele în paralel.

Consumul de exploziv. Consumul specific de exploziv reprezintă cantitatea de exploziv necesară dislocării unui m³ de rocă și depinde de o serie de factori ca:

— proprietățile mecanice ale rocilor;

— tipul explozivului și caracteristicile balistice ale acestuia;

— secțiunea lucrării miniere.

Determinarea consumului specific de exploziv se face prin intermediul unor relații obținute prin prelucrarea datelor experimentale și luînd în considerare influența unui număr diferit de factori. Relațiile de calcul a consumului specific de exploziv (q) sînt următoarele:

Relația de calcul	Semnificația parametrilor
$q = \dfrac{\sqrt{f} - a\sqrt{S}}{b}$ [kg/m³]	f — tăria rocilor; S — secțiunea lucrării miniere, m²; a — coeficient în funcție de tipul lucrării miniere (pentru puțuri $a = 0{,}1 \ldots 0{,}2$); b — coeficient în funcție de tipul explozivului (pentru explozivi pe bază de nitroglicerină $b = 1{,}2 \ldots 1{,}4$, iar pentru explozivi pe bază de NH_4NO_3 $b = 0{,}9 \ldots 1$)

Relația de calcul	Semnificația parametrilor
$q = 0{,}5 \cdot \dfrac{525}{p}\left(\sqrt{0{,}2f} + \dfrac{1}{\sqrt{S}}\right)^2$ [kg/m³]	p — potențialul explozivului, cm³
$q = \dfrac{1}{a_1}\sqrt{\dfrac{f}{S}}$ [kg/m³]	a_1 — coeficient în funcție de tipul explozivului (pentru explozivi pe bază de nitroglicerină $a_1 = 0{,}77$, iar pentru explozivi pe bază de NH_4NO_3 $a_1 = 0{,}67$)
$q = 0{,}1\, f \cdot V \cdot b_s \cdot e_1$ [kg/m³]	V — coeficient în funcție de numărul suprafețelor libere: — pentru o singură suprafață liberă $V = \dfrac{6{,}5}{\sqrt{S}}$ — pentru 2 suprafețe libere $V = 1{,}2 \ldots 1{,}5$ b_s — coeficient de structură al rocilor ($b_s = 1$ pentru roci compacte și $b_s = 1{,}2$ pentru roci fisurate); $e_1 = \dfrac{400}{p}$

Numărul și diametrul găurilor de mină. Numărul găurilor de mină depinde de o serie de factori ca:

— secțiunea lucrării miniere;

— tăria rocilor;

— explozivul folosit la efectuarea lucrărilor de împușcare și caracteristicile balistice ale acestuia.

Determinarea numărului de găuri de mină (N) se face prin intermediul unor relații obținute prin prelucrarea datelor experimentale, relații care țin seama de un anumit număr de factori. Relațiile utilizate la calculul numărului de găuri de mină sînt următoarele:

Relația de calcul	Semnificația parametrilor
$N = 170 + 0{,}30\, S - 15\, E_r$	S — secțiunea lucrării miniere, m²; E_r — indicele de rupere al rocilor, care are valorile: pentru roci tari $E_r = 8{,}5$; pentru roci alterate și fisurate $E_r = 9{,}5$; pentru roci de tărie medie $E_r = 10{,}5$

Relaţia de calcul	Semnificaţia parametrilor
$N = 41S\,\dfrac{\sqrt{f} - a\sqrt{S}}{b \cdot d_g}$	f — coeficient de tărie al rocilor; a — coeficient în funcţie de tipul lucrării miniere (pentru puţuri $a = 0{,}1 \ldots 0{,}2$); b — coeficient în funcţie de tipul explozivului (pentru explozivi pe bază de nitroglicerină $b = 1{,}2 \ldots 1{,}4$, iar pentru explozivi pe bază de NH_4NO_3, $b = 0{,}9 \ldots 1$); d_g — diametrul găurilor de mină, mm
$N = 0{,}0012\,\dfrac{q \cdot S}{\gamma d_g^2}$	q — consumul specific de exploziv, kg/m³; γ — coeficient de umplere al găurii de mină cu explouziv (pentru explozivi antigrizutoşi $\gamma = 0{,}5 \ldots 0{,}6$, iar pentru explozivi ordinari $0{,}66 \ldots 0{,}75$)
$N = \dfrac{380}{p} \cdot S \cdot \dfrac{0{,}001}{d_g^2} + \left(\sqrt{0{,}2f} + \dfrac{1}{\sqrt{S}}\right)^2 \cdot c$	p — potenţialul explozivului, cm³; c — coeficient în funcţie de numărul suprafeţelor libere (pentru o singură suprafaţă liberă $c = 1$, iar pentru două suprafeţe libere $c = 0{,}7$)
$N = 2{,}3 \ldots 2{,}7\sqrt{f \cdot S}$	
$N = \dfrac{1{,}27\,qSK}{\gamma d_g^2 \rho}$	K — coeficient în funcţie de tipul explozivului (pentru explozivi pe bază de nitroglicerină $K = 1{,}2$, iar pentru explozivi pe bază de NH_2NO_3 $K = 1{,}4$; ρ — densitate) explozivului, kg/m³

Diametrul găurilor de mină depinde de diametrul cartuşului de exploziv, de lungimea găurilor de mină, de tăria rocii, de tipul sfredelului şi al utilajului de perforare.

Cantitatea totală de exploziv utilizată la o împuşcare (Q_{ex}) depinde de secţiunea lucrării miniere (S), de lungimea de gaură de mină (l) şi consumul specific de exploziv (q), conform relaţiei:

$$Q_{ex} = S \cdot l \cdot q \qquad \text{[kg/salt]} \tag{5.13}$$

Cunoscînd numărul de găuri de mină, cantitatea de exploziv pe gaura de mină este:

$$q_g = \frac{Q}{N} \quad \text{[kg/gaură de mină]} \tag{5.14}$$

NPDM limitează cantitatea de exploziv pe gaura de mină astfel:

— în cazul utilizării explozivilor antigrizutoşi pentru steril $q_g \leqslant 0{,}6$ kg/gaură de mină;

— în cazul utilizării explozivilor antigtrizutoşi pentru cărbune $q_g \leqslant 0{,}5$ kg/gaură de mină;

— utilizarea explozivilor ordinari (dinamită, astralită) nu impune limitarea cantitpăţii de ex×ploziv pe gaură de mină dar lungimea coloanei de exploziv nu poate

depăşi 0,66—0,75 din lungimea găurii de mină, cu condiţia ca lungimea minimă a burajului să fie 0,40 m.

Lungimea găurilor de mină. Lungimea găurilor de mină se determină în funcţie de durata ciclului de săpare, de operaţiile din cadrul ciclului şi durata lor de execuţie, de utilajul de perforare utilizat.

În cazul utilizării schemei de execuţie cu cofraj glisant, lungimea găurilor de mină (l_g) se stabileşte în funcţie de lungimea cofrajului (l_c) şi de durata ciclului, conform relaţiilor:

— determinarea lungimii găurilor de mină în funcţie de lungimea cofrajului (l_c);

$$l_g = \frac{l_c}{\eta_i} \quad \text{[m]} \tag{5.15}$$

— determinarea lungimii găurilor în funcţie de durata ciclului:

$$l_g = \frac{T_c - \left(\dfrac{N \cdot t}{n} + t_a\right)}{\dfrac{N}{n_p \cdot P_p} + \dfrac{S\eta_i K_a}{n_i \cdot P_i} + \left(t_c + \dfrac{V_B}{n_B \cdot P_B}\right)} \quad \text{[m]} \tag{5.16}$$

unde: T_c este durata ciclului, ore; $T_c = 16 \ldots 24$ ore;

N — numărul de găuri de mină;

n — numărul de muncitori care participă la încărcarea găurilor de mină;

t — durata de încărcare şi burare a unei găuri de mină, ore;

t_a — timpul de aeraj, ore;

n_p — numărul de perforatoare care lucrează simultan în front;

P_p — productivitatea la perforare, m/oră;

S — secţiunea de săpare a puţului, m²;

η_i — coeficient de rupere al găurilor de mină, $\eta_i = 0{,}85 \ldots 0{,}95$;

K_a — coeficient de afinare al rocii;

P_i — productivitatea graifărului, m³/oră;

t_c — timp pentru coborîrea şi centrarea cofrajului, $t_c = 1 \ldots 1{,}5$ ore;

V_B — volumul de beton utilizat la susţinerea definîtivă a unui metru de puţ, m³/m;

n_B — numărul de muncitori care efectuează operaţia de betonare;

P_B — productivitatea la betonare, m³/oră.

La stabilirea lungimii practice a găurilor de mină trebuie să se aibă în vedere şi restricţiile prevăzute de NPDM cu privire la distanţa maximă de la ultima armătură la frontul de lucru ce poate rămîne nesusţinută.

Lungimea reală a găurilor de mină este dependentă de rolul lor (de simbure, de rupere şi de profilare) prin intermediul unghiurilor de inclinare;

— lungimea găurilor de simbure $l_s = \dfrac{l_g}{\sin \alpha_s} + 0{,}14$ [m] (5.17)

— lungimea găurilor de rupere $l_e = \frac{l_g}{\sin \alpha_e}$ [m] (5.18)

— lungimea găurilor de profilare

$$l_p = \frac{l_g}{\sin \alpha_p} \quad [m] \tag{5.19}$$

unde α_s, α_a, α_p — reprezintă unghiul de înclinare al găurilor de simbure, de rupere și de profilare.

Amplasarea găurilor de mină. Amplasarea găurilor de mină necesită determinarea diametrelor cercurilor pentru găurile de simbure, de rupere și de profilare, a numărului de găuri de mină pe fiecare cerc și a distanței dintre găurile de mină.

— Diametrul cercului de amplasare a găurilor de profilare:

$$d_p = D - 2\,b \quad [m] \tag{5.20}$$

unde D este diametrul de săpare al puțului, m:

b — distanța de la găurile de profilare la peretele puțului, $b = 0{,}2$ m.

— Diametrul cercului de amplasare a găurilor de simbure:

$$d_s = 0{,}3 \cdot D \quad [m] \tag{5.21}$$

— Numărul cercurilor pentru găurile de rupere:

$$n_c = \frac{D-(d_s + 2b)}{a_1} - 1 \tag{5.22}$$

a_1 fiind distanța preliminară dintre găurile de mină care, în funcție de tăria rocilor, are valoarea:

— pentru roci ET și FT $a_1 = 0{,}7 \ldots 0{,}9$ m;
— pentru roci T $a_1 = 1 \ldots 1{,}2$ m;
— pentru roci SM și M $a_1 = 1{,}5$ m

— Distanța dintre cercurile de rupere:

$$\Delta = \frac{d_p - d_s}{n_c + 1} \quad [m] \tag{5.23}$$

— Diametrul cercurilor intermediare de rupere:

$$\begin{aligned} d_{a1} &= d_s + \Delta \quad [m] \\ d_{a2} &= d_s + 2\Delta \quad [m] \\ &\ldots\ldots\ldots\ldots \\ d_{an} &= d_s + n\,\Delta \quad [m] \end{aligned} \tag{5.24}$$

— Distanța reală între găurile de mină

$$a = \frac{\pi(d_s + d_{a1} + d_{a2} + \ldots + d_p)}{N} \quad [m] \tag{5.25}$$

N fiind numărul total de găuri de mină.

— Numărul găurilor de mină de simbure:

$$n_s = \frac{\pi d_s}{a} \tag{5.26}$$

— Numărul găurilor pe cercurile intermediare de rupere:

$$n_{a1} = \frac{\pi d_{a1}}{a};\quad n_{a2} = \frac{\pi d_{a2}}{a};\quad \ldots\ n_{an} = \frac{\pi d_{an}}{a} \tag{5.27}$$

— Numărul găurilor de profilare:

$$n_p = \frac{\pi d_p}{a} \tag{5.28}$$

În fig. XIX. 179 este redată o schemă de amplasare a găurilor în cazul puțurilor cu profil circular.

În cazul puțurilor dreptunghiulare, întocmirea schemei de amplasare a găurilor este asemănătoare cu cea din cazul galeriilor, utilizîndu-se monografii cu găurile de simbure în formă de pană centrală (fig. XIX. 180, *a*) în roci cu tărie medie și mare, în formă de pană dublă centrală (fig. XIX. 180, *b*) în roci foarte tari, în formă de piramidă centrală (fig. XI X. 180, *c*) în roci omogene.

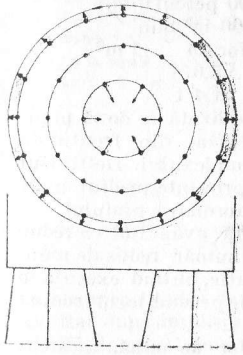


Fig. XIX.179. Schema de amplasare a găurilor de mină la săparea puțurilor circulare.

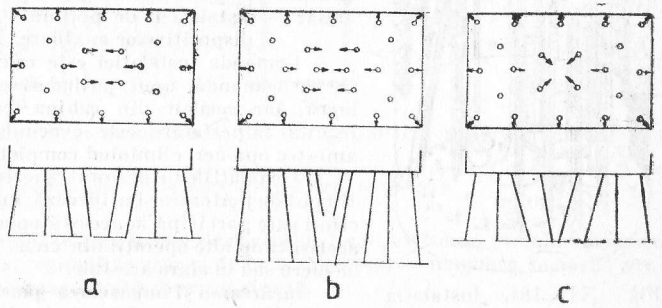


Fig. XIX.180. Schema de amplasare a găurilor de mină la săparea puțurilor dreptunghiulare.

5.4.3. PRINCIPALELE PROCESE TEHNOLOGICE LA SĂPAREA PUȚURILOR

Perforarea găurilor de mină, mecanizarea perforării găurilor de mină la săparea puțurilor. În cadrul tehnologiei clasice de execuție a lucrărilor miniere subterane, operația de perforare intervine cu o pondere mare (24—40%) în durata ciclului, fiind una

din operaţiile cele mai grele şi cu efecte nocive pentru muncitorii care lucrează în subteran.

La perforarea găurilor de mină în cadrul tehnologiei de execuţie a puţurilor, se utilizează perforatoare percutante individuale cu greutăţi între 20—40 kg (similare cu cele utilizate în cazul galeriilor), sau instalaţii de perforat. După operaţia de perforare, instalaţiile se ridică pînă la primul pod pentru a nu fi distruse în timpul împuşcării.

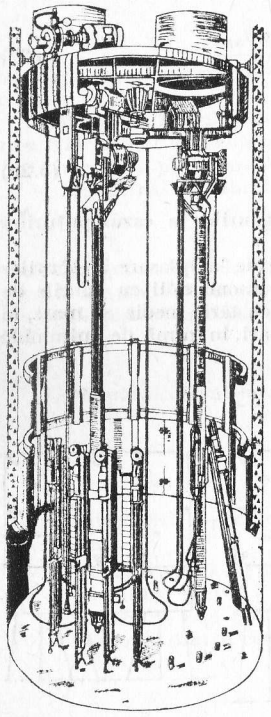


Fig. XIX.181. Instalaţia de perforare BUKS.

Instalaţia de perforare BUKS-1m (fig. XIX. 181) face parte din complexul de săpare KS-2u/40 şi este dotată cu 4 perforatoare rotopercutante de tipul BU-1 sau BGA-1, putînd fi utilizate în roci cu tărie de f=12 maximum.

Caracteristicile instalaţiei sînt următoarele:
Diametrul găurilor de mină ...45—52 mm
Lungimea maximă a găurilor ...4,5 m
Viteza de perforare a găurilor cu diametrul de 52 mm:
— în şisturi cu $f = 3...4$ pînă la 2,5 m/min;
— în gresii cu $f = 6...8$ pînă la 1,2 m/min;
— în granite cu $f = 10...12$ pînă la 0,6—0,8 m/min;
Perforator utilizat:
— tip BGA-1 (BU-1);
— energia de lovire ...9 daN·m;
— moment de rotire ...2500 daN·m;
— viteza de rotaţie a sfredelului ...100 rot/min;
— frecvenţa percuţiilor ...2900 percuţii/min
Consum de aer comprimat ...50—60 m³/min
Consum de apă la 100 m gaură perforată ...1 m³
Masa: — instalaţiei de perforat ...5,6 t
— dispozitivelor auxiliare. ...1,4 t

Comanda instalaţiei este centralizată la două pupitre de comandă, unul putînd fi utilizat din frontul de lucru, iar celălalt din cabina complexului. Detritusul rezultat la perforare este evacuat prin intermediul unui amestec apă-aer, eliminînd complet formarea prafului.

Instalaţiile de perforat prezintă avantajul că reduc timpul de perforare şi utilizează un număr redus de muncitori care participă la această operaţie, putînd executa în acelaşi timp alte operaţii din ciclul de producţie, în frontul de lucru sau în afara acestuia.

Încărcarea şi împuşcarea găurilor de mină. Încărcarea găurilor de mină cu exploziv şi împuşcarea lor se desfăşoară în concordanţă cu prevederile normelor NDPMAM în vigoare. Potrivit acestor norme, modul de împuşcare se stabileşte, pentru fiecare loc de muncă, prin *dispoziţia de împuşcare* înscrisă într-un registru special. Încărcarea găurilor cu exploziv se efectuează de artificier. Fiecare cartuş se amorsează numai în momentul cînd se introduce în gaura de mină. După încărcarea cu exploziv a unei găuri de mină aceasta se burează. Lungimea burajului este reglementată de NDPM; la găurile de mină cu lungimea pînă la 1,5 m burajul trebuie să ocupe cel puţin jumătate din lungimea lor. Găurile de mină cu lungimi mai mari de 1,5 m vor fi burate pe o treime din lungimea lor, iar pentru găurile de mină mai lungi de 3 m lungimea burajului va fi stabilită prin dispoziţia de împuşcare dar nu va fi mai mică de 1 m. De regulă, capsele sînt legate în serie. Se admite legarea mixtă a capselor, serie-paralel, numai în cazul utilizării unor explozoare speciale, respectîndu-se instrucţiunile sau nomogramele proprii explozorului (v. secţ. XVIII. Explozivi minieri)

Declanşarea exploziei la împuşcarea în puţuri se face de la suprafaţă sau de la orizontul de extracţie, de la cel puţin 20 m de gura sau fereastra puţului, însă la minimum 100 m faţă de frontul de lucru.

Aerajul puţurilor în curs de săpare. Aerajul puţurilor în faza de execuţie (aeraj parţial sau în fund de sac) se realizează aspirant, refulant sau combinat (fig. XIX.182).

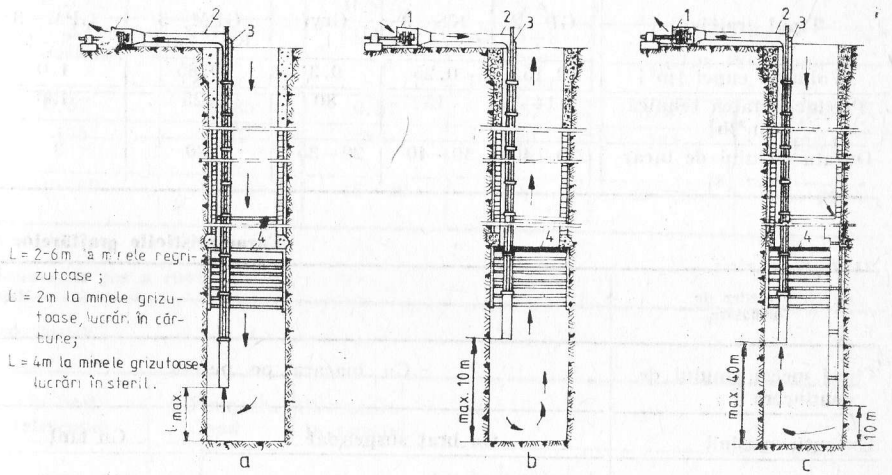


Fig. XIX.182. Scheme de aeraj utilizate la săparea puţurilor:

a — aeraj aspirant; *b* — aeraj refulant; *c* — aeraj combinat; *1* — ventilator; *2* — conductă de aeraj; *3* — cablu de susţinere a tuburilor de aeraj; *4* — pod mobil de protecţie.

La alegerea tipului de aeraj se ţine seama de condiţiile locale existente (volumul de gaze rezultat după împuşcare, regimul de gaze şi de pulberi explozive, lungimea lucrării), precum şi de avantajele şi dezavantajele fiecărui sistem.

Încărcarea rocii împuşcate. Obţinerea unor viteze mari de săpare a puţurilor nu poate fi concepută fără mecanizarea încărcării materialului, operaţie grea şi de durată. Astăzi există numeroase tipuri de maşini de încărcat (graifăre) clasificate după o serie întreagă de criterii:
— după modul de dirijare — manual sau mecanic;
— după modul de prindere al rocii — cu prindere de sus sau de jos;
— după volumul cupei;
— după procedeul de deplasare — suspendate sau autodeplasabile;
— după energia utilizată — pneumatică, electrică, hidraulică.

Clasificarea graifărelor şi caracteristicile acestora sînt redate în tabelele XIX.57 şi XIX.58.

Caracteristicile graifărelor cu prinderea

Procedeu de deplsare	Maşini				
Mod de dirijare	Manuală				
Felul energiei	Pneumatică				
Maşina (ţara)	GP—2 U.R.S.S.	KS—3 U.R.S.S.	Gry Polonia	KS—2u/40 U.R.S.S.	KS—1M U.R.S.S.
Tipul graifărului	GP—2	KS—3	Gryf	GPM—3 KS—2u/40	GPM—3 KS—1M
Volumul cupei [m³]	0,15	0,25	0,3	0,65	1,0
Productivitatea tehnică [m³/h]	14	15	80	125	130
Durata ciclului de încărcare [s]	30—40	30—40	20—35	30	3

Caracteristicile graifărelor cu

Procedeu de deplasare	Maşini							
Tipul mecanismului de conducere	Cu macara pe perete							
Execuţie maşinii	Cu braţ suspendat					Cu lanţ		
Acţionare	Electrică	Pneumatică				Hidraulică		
Maşina (ţara)	DFB Bleier R.S.A.	Anglia, RFG			Anglia	VPM-2 URSS	Pogruskic URSS	Intrafor Franţa
Graifăr tip firma	GPM 3 Cactus Priesman	GPM 3				GPDf	GPM3	GPM 3 Benoto
Cupa [m³]	0,57	0,3—0,34		0,57		0,35	0,40	0,60
Roca	Dolomite	Marne	Marne	Gresii	Şisturi			
Productivitatea maşinii [m³/h]	170	35	26	23	50	32	40	70
Productivitatea tehnică a maşinii [m³/h]	300	103	77	68	88	91	100	115
Durata ciclului [s]	13—15	36	45	55	40	40	36	35

Tabelul XIX. 57

de sus a materialului

suspendate

Mecanică					
Electrică				Hidraulică	
Victor BG R.S.A.	R.S.A.	Victor T. R.S.A.	Victor DMB R.S.A.	R.S.A.	
CGM—3 Cactus Priestman	CGM—3	CGM—3	CGM—3 Cactus Priestman	CPM—3 Cactus Priestman	
0,57	0,85	0,57	0,57	0,57	0,85
175	215	200	240	135	135
20—30	18—22	18—20	15	25—30	25—30

Tabelul XIX.58

prindere de jos a rocii

autodeplasabile

Cu braţ telescopic	Cu macara pod	Cu macara pe perete				
	Cu braţ vibrant					
Pneumatică	Hidraulică		Pneumatică			
Cryderman diverse ţări	Ridell diverse ţări	Aligrab Bh Suedia	Eimco 621	Eimco 630	Eimco 631	H1 Salzgitter
GPDf Cryderman	GHDf	GPM 3	K	K	K	K
0,19	0,25	0,047	0,25	0,31	0,31	0,20
			Marnă	Diverse	Diverse	Diverse
8 12	16—18	24	29	75	100	25
42 48	150	95	115	240	320	125
85 75	10—12	35—40	30—35	11	12—13	28—30

Productivitatea graifărelor depinde de următorii parametri:
— volumul graifărului V_G, m³;
— coeficientul de umplere al graifărului, $K = 0{,}8 \ldots 0{,}9$;
— coeficientul de utilizare în timp al graifărului, $K_u = 0{,}6 \ldots 0{,}8$;
— durata ciclului de încărcare T_c, dat în caracteristici, utilizîndu-se următoarele relaţii de calcul:

— pentru productivitatea teoretică:

$$P_T = \frac{3\,600\,V_G}{T_c} \quad [\text{m}^3/\text{h}] \tag{5.29}$$

— pentru productivitatea tehnică:

$$P_{teh} = \frac{3\,600\,V_G}{T_c} \cdot K \quad [\text{m}^3/\text{h}] \tag{5.30}$$

— pentru productivitatea de exploatare:

$$P_{expl} = \frac{3\,600\,V_G}{K_1 \cdot T_c} \cdot K_u \cdot K \quad [\text{m}^3/\text{h}] \tag{5.31}$$

K_1 — coeficient în funcţie de granulometria rocii, $K_1 = 1{,}2 \ldots 1{,}5$.
Norma la încărcare în cazul puţurilor se stabileşte cu relaţia:

$$N_i = \frac{T_s - T_{pi}}{t_0 \cdot K_1} \quad [\text{m}^3/\text{schimb}] \tag{5.32}$$

în care: T_s este durata schimbului, min;
T_{pi} — timpul pentru efectuarea operaţiilor de pregătire şi încheiere a operaţiei de încărcare, min/schimb;
t_0 — timpul pentru încărcarea unui m³ de rocă:

$$t_0 = t_1 + \frac{t_2}{l_g \cdot \eta} \quad [\text{om} \cdot \text{min}/\text{m}^3] \tag{5.33}$$

t_1 — timpul efectiv de încărcare a unui m³ de rocă:

$$t_1 = \frac{T_c}{V_G \cdot K \cdot K_u} \tag{5.34}$$

t_2 — timpul pentru curăţirea unui m² din suprafaţa frontului de lucru, min/m².
Graifărele se aleg în funcţie de următoarele criterii:
— dimensiunile puţului, diametrul şi adîncimea acestuia;
— saltul realizat pe ciclu şi volumul de rocă rezultat la o împuşcare;
— numărul chiblelor şi volumul acestora;
— viteza lunară impusă, cînd durata operaţiei de încărcar e-evacuare trebuie să se încadreze în anumite limite.

Evacuarea rocii împuşcate. În vederea evacuării rocilor dislocate la executarea puţurilor se utilizează chible cu diferite capacităţi, respectiv de 0,5—1—1,5 m³. Pe plan mondial, la executarea puţurilor cu o adîncimi şi diametre mari se utilizează chible de capacitate mare de 2—3—5 m³. Pentru ca procesul de evacuare al rocilor să nu constituie o verigă de strangulare a procesului de încărcare-evacuare, este necesar ca productivitatea la extracţie să fie mai mare decît productivitatea la încărcare.

Productivitatea la extracţie se stabileşte în funcţie de volumul chiblei, sau în funcţie de viteza lunară impusă.

Productivitatea la extracţie în funcţie de volumul chiblei este dată de relaţia:

$$q = \frac{3\,600 \cdot V_{ch} \cdot K_u}{(T_c + T_d) \cdot K_n} \quad [\text{m}^3/\text{h}] \tag{5.35}$$

în care: V_{ch} este volumul chiblei, m³;
K_u — coeficientul de umplere al chiblei, $K_u = 0{,}7 \ldots 0{,}9$;
T_c — timpul unui ciclu de extracţie. În cazul utilizării unei singure chible:

$$T_c = \frac{2H}{V_{med}} \tag{5.36}$$

H — adîncimea puţului, V_{med} — viteza medie de extracţie, iar pentru 2 chible:

$$T_c = \frac{H}{V_{med}} \tag{5.37}$$

T_d — timpul de descărcare al chiblei, $T_d = 10 \ldots 15 \ldots 20$ s.
K_n — coeficient de neuniformitate la realizarea transportului:

$$K_n = 1{,}2 \ldots 1{,}4$$

În funcţie de viteza lunară impusă, productivitatea la extracţie se calculează cu relaţia:

$$q = \frac{A \cdot S \cdot K_a}{t \cdot n} \quad [\text{m}^3/\text{h}] \tag{5.38}$$

unde: A este viteza lunară impusă, m/lună;
S — secţiunea de săpare a puţului, m²;
K_a — coeficient de afinare a rocii;
t — durata preconizată la operaţia de încărcare-evacuare a rocii, h;
n — numărul zilelor lucrătoare dintr-o lună.

În cazul cînd s-a stabilit tipul graifărului şi productivitatea la încărcare a acestuia, volumul minim al chiblei care nu determină stagnări în procesul de încărcare-evacuare este:

$$V_{ch}^{min} = \frac{P_{expl} \cdot (T_c + T_d) \cdot K_n}{3\,600\,K_u} \quad [\text{m}^3] \tag{5.39}$$

Potrivit NDPMAM, la săparea puţurilor trebuie prevăzute poduri de siguranţă, plasate astfel:

— două poduri fixe, dintre care unul la gura puţului, iar al doilea la cel mult 20 m sub primul, ambele prevăzute cu uşi care se închid şi se deschid alternativ la trecerea chiblei;

— un pod mobil care va urmări frontul de lucru la maximum 25 m;

— un pod de descărcare în turnul puţului.

Intercalarea acestor poduri influenţează viteza de deplasare a chiblei, deosebindu-se patru tronsoane:

I) deplasarea chiblei din front pînă la podul mobil de protecţie, tronson pe care chibla este neghidată, iar viteza este de maximum 2 m/s;

II) deplasarea chiblei între podul mobil de protecţie şi al doilea pod fix, cu viteza maximă dependentă de distanţa (H) dintre cele două poduri:

$$V_{max} = \frac{2}{3} \cdot 0{,}8 \cdot \sqrt{H} \quad [\text{m/s}] \tag{5.40}$$

III) deplasarea chiblei între cele două poduri fixe cu o viteză de maxim 1,0 m/s;

IV) deplasarea chiblei între podul fix de la suprafaţă şi podul de descărcare, cu viteza de 0,5 m/s.

Diagrama de deplasare a chiblei între frontul de lucru şi punctul de descărcare este dată în fig. XIX. 184. La o distanţă de 1,2—1,5 m faţă de front chibla se opreşte pentru curăţirea acesteia de rocă precum şi pentru echilibrarea ei. La trecerea prin uşile podurilor de protecţie viteza este de 0,5 m/s.

Durata unei curse realizată de chiblă pînă la punctul de descărcare este dată de relaţia:

$$T_c = T_p + T_d + T_{vr} + 2\frac{v_{max} - v_{min}}{a_{max}} + \frac{H + h_d - h_{vr} - \dfrac{v_{max}^2 - v_{min}^2}{a_{max}}}{v_{max}} \quad [\text{s}] \tag{5.41}$$

în care: T_p este durata tuturor pauzelor tehnologice care cuprinde: fixarea cîrligului la toarta chiblei, centrarea şi echilibrarea, semnale pentru pornire-oprire, legarea tălpii chiblei la cîrligul de răsturnare;

T_d — timp pentru descărcarea chiblei, s;

T_{vr} — timpii de deplasare a chiblei cu viteze reduse, s;

v_{max}, v_{min} — viteza maximă respectiv viteza minimă de deplasare m/s;

a_{max} — acceleraţia maximă, $a_{max} = 0{,}5$ m/s²;

H — adîncimea puţului, m;

h_d — înălţimea pînă la rampa de descărcare, m;

h_{vr} — spaţiul parcurs de chiblă cu viteză redusă, m;

În cazul cînd evacuarea rocii se realizează cu o singură chiblă durata unui ciclu este:

$$T_c^1 = 2\,T_c \quad [\text{s}]$$

5.4.4. ASIGURAREA AERULUI COMPRIMAT PENTRU PROCESUL DE SĂPARE A PUŢURILOR

Determinarda cantităţii necesare de aer comprimat. Pentru determinarea debitului necesar de aer comprimat în procesul de săpare a puţului este necesar să se cunoască atît tipul cît şi numărul consumatorilor pneumatici, precum şi configuraţia şi lungimea reţelei de aer comprimat.

Debitul necesar de aer este dat de relaţia

$$Q = k_a \psi \sum_{i=1}^{i=n} m_i q_i \varepsilon_i + \frac{a}{60} \Sigma\, l_i \quad [\text{m}^3/\text{min}] \tag{5.42}$$

în care: n este numărul categoriilor de consumatori pneumatici (graifăre, trolii, perforatoare, pompe etc.);

m_i — numărul consumatorilor de acelaşi tip;

q_i — consumul specific de aer pentru consumatorii de acelaşi tip (conform cărţii tehnice), m³/min;

ε_i — coeficientul de simultaneitate a funcţionării; se adoptă în funcţie de gradul de încărcare; pentru un număr de consumatori pînă la 10, $\varepsilon_i = 1 \ldots 0{,}85$;

ψ — coeficient ce caracteizează creşterea consumului datorită uzurii; pentru ciocane de abataj şi perforatoare percutante $\psi = 1{,}15$, pentru alţi consumatori $\psi = 1{,}1$;

k_a — coeficient ce caracterizează altitudinea; $k_a = 1$ pentru altitudinea de zero m, $k_a = 1{,}18$ la $+1\,500$ m şi $k_a = 0{,}99$ la -200 m;

a — mărimea medie a pierderilor de debit în urma scurgerilor prin neetanşeităţi, m³/h · km; $a = 80 \ldots 125$ m³/h pentru fiecare km lungime a reţelei;

l_i — lungimea ramificaţiilor reţelei, km.

Compresorul sau staţia de compresoare care alimentează utilajele pneumatice din complexul tehnologic de săpare a puţului trebuie să aibă debitul cel puţin egal cu valoarea determinată mai sus, la presiunea corespunzătoare (în general la 7 bar).

Compresoare pentru producerea aerului comprimat. Pe baza mărimii debitului de aer comprimat, stabilit în funcţie de utilajele cu acţionare pneumatică prevăzute în procesul de săpare a puţului, alimentarea cu energie pneumatică a complexului de săpare se poate face cu compresoare mobile acţionate electric sau cu motoare cu ardere internă, de la staţii speciale de compresoare de capacitate mică sau medie amenajate lîngă puţul în săpare, sau de la reţeaua de aer comprimat a întreprinderii miniere, dacă aceasta se află deja în funcţiune şi lungimea traseului de conducte nu cauzează pierderi mari de presiune.

În tabelul XIX.59 sînt prezentage caracteristicile tehnice principale ale cîtorva compresoare folosite pentru alimentarea cu aer a complexului de săpare.

Conducte pentru transportul aerului comprimat. În cazul utilizării în procesul de săpare a perforatoarelor percutante sau rotopercutante, presiunea aerului la capătul reţelei trebuie să fie de cel puţin 4,5 bar în cazul rocilor de tărie mijlocie şi de 6 bar în cazul lucrărilor în roci dure. În general, dimensiunile conductelor se adoptă astfel încît pierderea de presiune pe traseul de transport pînă la consumatori să nu depăşească 8% din presiunea iniţială.

Diametrul interior necesar al conductelor de aer comprimat se determină cu relaţia:

$$D = \sqrt[5]{\frac{12{,}5\,\beta\, L\, G^2}{\Delta p \cdot \gamma}} \quad [\text{mm}] \tag{5.43}$$

Tabelul XIX. 5 9

Compresoare cu piston

Tipul compresorului / Caracteristici	C4	2C5	MC10	C10	2C10	2V30/7	3V45/7	L50	L100
Debitul (la presiunea atmosferică), m³/min	4	5	10	10	5	30	45	50	100
Presiunea de refulare, bar	6	7	7	7	10	7	7	8	8
Numărul de trepte	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Consumul de apă de răcire, l/min	—	—	—	—	—	90	135	133	266
Masa compresorului, kg	2050	295	2700	450	485	4200	6000	—	—
Puterea motorului, kW	37*	40	105*	55/75	55	190	285	295	575
Turaţia motorului, rot/min	1200	1500	1500	1500	900	300	300	428	333

* — în CP.

în care: $\beta = \frac{2{,}86}{G^{0{,}148}}$ este coeficient de corecţie;

G — debitul masei de aer ce trece prin conductă, kg aer/h;
L — lungimea conductei, m;
γ — densitatea aerului, kg/m³;
Δp — pierderea de presiune admisă, bar.

Pentru conductele de aer comprimat din puţuri pierderea de presiune se consideră 0,1 — 0,2 bar/1 000 m. În cazul săpării puţurilor, pierderea de presiune se condiţionează în funcţie de presiunea minimă necesară la consumatorul pneumatic, precum şi de presiunea de refulare a compresorului. Conform celor specificate mai sus, la o presiune de refulare de 7 bar, pierderea maximă admisă de presiune este de 1 bar în cazul lucrărilor în roci dure şi 2,5 bar în cazul lucrărilor în roci de tărie mijlocie. Diametrul interior rezultat din calcul se standardizează, adoptînd cea mai apropiată valoare indicată în STAS.

De la conducte, aerul comprimat ajunge la consumatorii pneumatici prin furtunuri flexibile de cauciuc. Diametrul interior al furtunurilor se alege în funcţie de debitul ce trece prin ele:

Q [m³/min]	d [mm]
1,25	15
2,5	19
5,0	28
8,0	35
12,0	42

5.4.5. EVACUAREA ROCII ÎMPUŞCATE LA SĂPAREA PUŢURILOR

Sisteme de evacuare a rocii împuşcate. Evacuarea rocii împuşcate la săparea puţurilor verticale se poate efectua cu instalaţii de extracţie cu o singură ramură a cablului de extracţie sau două ramuri lucrătoare ale acestuia.

Schema extracţiei cu două ramuri lucrătoare este prezentată în fig. XIX.183, *a*. Chibla încărcată *1* se deplasează în sens ascendent, în timp ce chibla goală *2* — în jos. În acest timp a treia chiblă *3* se încarcă în frontul de lucru cu rocă. Chibla extrasă la suprafaţă se descarcă, iar cea goală, ajunsă la frontul de lucru, se decuplează de la cablu, în locul ei cuplîndu-se chibla deja încărcată. După această operaţie începe următorul ciclu de extracţie, în decursul căruia la frontul de lucru se încarcă chibla goală. Astfel, la acest sistem se află în mişcare în permanenţă două chible.

În cazul schemei de extracţie cu un singur cablu (fig. XIX.183, *b*), se află în mişcare o singură chiblă *1*, care se descarcă la suprafaţă fără decuplarea ei de la cablu, în timp ce chibla *2* se încarcă la frontul de lucru. Aceasta se cuplează la cablul de extracţie după sosirea în front a chiblei goale.

Astfel, la sistemul de evacuare cu două cabluri, troliul de extracţie trebuie să aibă două tobe, în timp ce la sistemul cu un singur cablu — o tobă. Capacitatea de extracţie a instalaţiei cu două chible este mai mare decît a celei cu o singură chiblă, iar această diferenţă creşte odată cu creşterea adîncimii puţului. La aceeaşi capacitate a chiblelor şi în cazul aceleiaşi viteze de deplasare, puterea necesară pentru instalaţia cu o singură chiblă este însă de 1,3—1,5 ori mai mare decît a celei cu două chible. Extracţia cu o singură chiblă asigură o mare flexibilitate în lucru, ţinînd seama de faptul că la extracţia cu două chible este dificil de realizat simultan bascularea chiblei superioare în vederea descărcării şi cuplarea la cablu a celei inferioare.

Sistemul de evacuare cu o singură chiblă se recomandă în cazul cînd adîncimea de extracţie este de aşa natură încît durata unui ciclu complet de deplasare a chiblei este mai mică decît timpul necesar încărcării acesteia.

Sistemul de evacuare cu două chible se recomandă la adîncimi şi secţiuni transversale mai mari ale puţurilor.

Regimul de lucru al instalaţiilor de extracţie. Regimul de lucru al instalaţiilor de extracţie folosite la săparea puţurilor se caracterizează printr-o complexitate apreciabilă. Acest lucru este condiţionat de variaţia permanentă a adîncimii puţului, ceea ce atra e după sine necesitatea schimbării vitezei şi a tahogramei mişcării chiblelor.

Extracţia cu o singură chiblă. Spaţiul parcurs de chiblă în stare neghidată de la frontul de lucru la rama de întindere a cablurilor de ghidare este de 15—30 m. Viteza maximă de deplasare pe

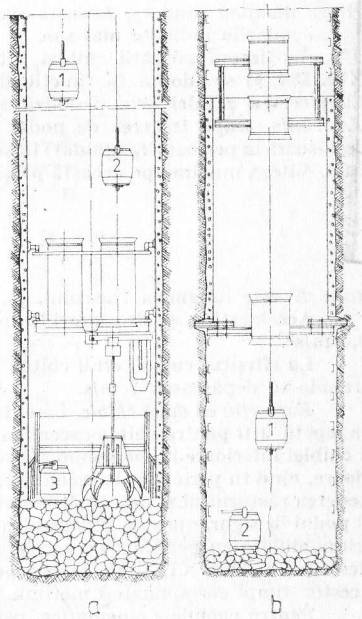


Fig. XIX.183. Sisteme de extracţie cu chiblă.

această porțiune este limitată la cel mult 2 m/s în cazul transportului de material și la 1 m/s la transportul de personal. În momentul trecerii chiblei prin deschizătura ramei de întindere, clema superioară a cablului antrenează sania (rama) de ghidare. Datorită faptului că pe porțiunea neghidată chibla poate să penduleze, există pericolul izbirii ei, în momentul trecerii prin ramă, de muchiile orificiului de trecere. Din acest motiv, viteza de trecere prin ramă trebuie să scadă pînă la 0,4—0,6 m/s. Astfel mișcarea chiblei pe porțiunea neghidată pînă la ramă se poate considera că se desfășoară după o tahogramă trapezoidală (fig. XIX.184, *a*), în perioada t_f (deplasare fără ghidaje),

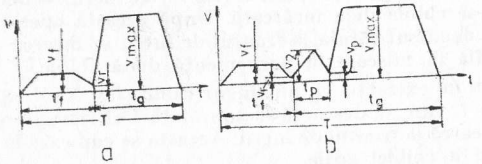


Fig. XIX.184. Tahograma mișcării chiblei în cazul extracției cu un singur cablu.

viteza maximă fiind v_f. Aceasta scade în momentul trecerii prin deschizătura ramei la v_r, cu valorile indicate mai sus.

În timpul mișcării chiblei între ramă și podul suspendat, viteza maximă v_2 (fig. XIX.184, *b*) se adoptă în funcție de mărimea distanței (20—30 m) între ramă și pod. La trecerea chiblei prin deschizătura podului, viteza trebuie să scadă la $v_p = 0{,}7 \ldots 1$ m/s. După trecerea de podul de siguranță, mișcarea chiblei este ghidată și ea se desfășoară în perioada t_g (ghidat) în secțiunea liberă a puțului, după o tahogramă trapezoidală. Viteza maximă pe această porțiune se poate adopta

$$v_{max} \leqslant \frac{2}{3} 0{,}8 \sqrt{H} = 0{,}53 \sqrt{H} \quad [\text{m/s}] \tag{5.44}$$

unde H este lungimea traseului, m.

Accelerațiile și decelerațiile mișcării chiblei trebuie menținute în limitele 0,3—0,5 m/s^2.

La sfîrșitul cursei, cînd chibla trece prin ușile ramei de la gura puțului, viteza nu trebuie să depășească 1 m/s.

Extracția cu două chible. La extracția cu două chible (fig. XIX.185, *a*) același proces se repetă atît pentru chibla ascendentă cît și pentru cea descendentă. Mișcării neghidate a chiblei inferioare îi corespunde mișcarea în zona gurii puțului și în turn a chiblei superioare, cînd în perioada de încetinire, în inelul inferior al acesteia se introduce cîrligul în vederea răsturnării și descărcării materialului. Mișcarea chiblelor între rama de întindere și podul de siguranță este independentă de sensul de deplasare și are loc după o diagramă triunghiulară cu perioada de accelerare t_4 pentru chibla ascendentă și t_9 pentru chibla descendentă (fig. XIX. 185, *b*) perioadele corespunzătoare de încetinire fiind t_5 și t_{10}, suma acestor timpi corespunzînd mărimii t_p — durata trecerii chibleor prin pod.

Pentru calculele cinematice, perioadele de trecere ale chiblelor prin rame și poduri se caracterizează printr-un coeficient global de neuniformitate a mișcării.

Durata unui ciclu complet de extracție în cazul extracției cu o singură chiblă este :

$$T_{c1} = 2T + t_{01} + t_{02} \quad [\text{s}] \tag{5.45}$$

unde : T este durata mișcării chiblei în puț, s ;

t_{01} — durata descărcării chiblei și manevrei la suprafață, (60—70 s) ;

t_{02} — durata pauzei la frontul de lucru, necesară decuplării și cuplării la cablu a chiblei, precum și curățirii părții inferioare (30—40 s).

În cazul extracției cu două chible, t_{01} și t_{02} se suprapun :

$$T_{c2} = 2T + t_{01} \quad [\text{s}] \tag{5.46}$$

Durata mișcării chiblei în puț ;

— la extracția cu o singură chiblă

$$T = t_f + t_g \quad [\text{s}] \tag{5.47}$$

— la extracția cu două chible

$$T = 2t_f + t_g \quad [\text{s}] \tag{5.48}$$

unde t_f este durata deplasării pe traseul fără ghidaje, s ;

t_g — durata deplasării pe traseul ghidat, s.

Tahogramele cu 6 faze (fig. XIX.184, *a* și XIX. 185, *a*) pentru o singură chiblă și tahogramele cu 9 faze în cazul extracției cu două chible se folosesc pentru săparea puțurilor de explorări, în timp ce pentru alte cazuri se folosesc tahogramele cu mai multe faze (fig. XIX. 184, *b* și XIX. 185, *b*).

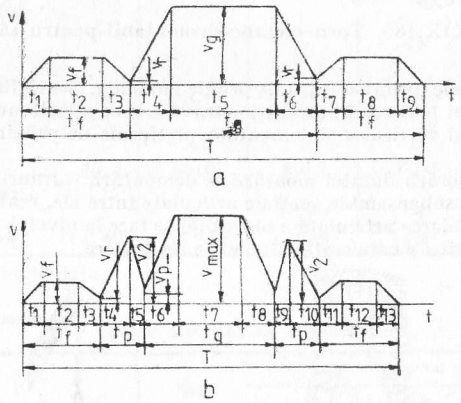


Fig. XIX.185. Tahograma mișcării chiblei în cazul extracției cu două cabluri.

Turnuri de extracție. Deoarece turnurile de extracție folosite în procesul de săpare a puțurilor reprezintă amenajări temporare, este rațională reutilizarea lor multiplă.

La lucrări geologice cu caracter de explorare se utilizează și turnuri de lemn, cu înălțimea pînă la 18 m și cu deschiderea între punctele de sprijin de 7—16 m.

Turnurile metalice demontabile se remarcă prin simplitatea construcției, montare și demontare rapidă, masă redusă, posibilitatea transportului și reutilizii lor. Din acest motiv ele sînt mai avantajoase decît cele de lemn.

Un turn metalic pentru săpare (fig. XIX. 186) constă dintr-o platformă de rezistență *1* pentru susținerea moletelor și a utilajului ajutător, fermele *2* formate din picioarele

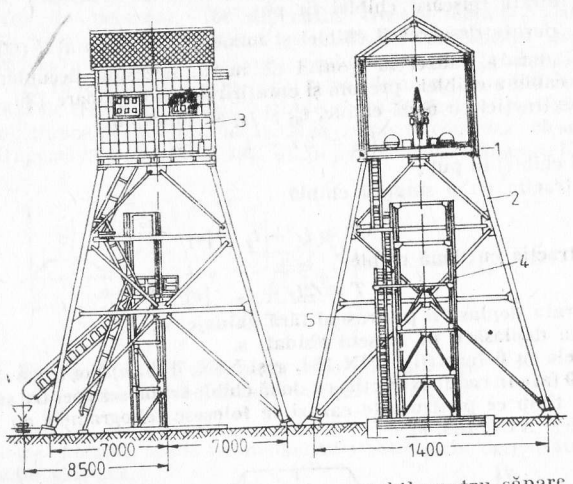


Fig. XIX.186. Turn metalic demontabil pentru săpare.

înclinate legate între ele printr-o rețea de profile laminate. Scheletul de rezistență îngrădit deasupra platformei *1* are rolul de a susține traversele ce permit montarea și demontarea moletelor. Pe scheletul vertical *4* sînt montate platforma de primire pentru descărcarea chiblelor și scara *5*.

În vederea micșorării duratei montării și demontării, turnurile de construcție modernă se execută din subansamble spațiale articulate între ele, realizate din țevi sudate (fig. XIX. 187). Asamblarea articulată a blocurilor se face la nivelul platformelor de descărcare și a celei superioare care susține moletele de deviere.

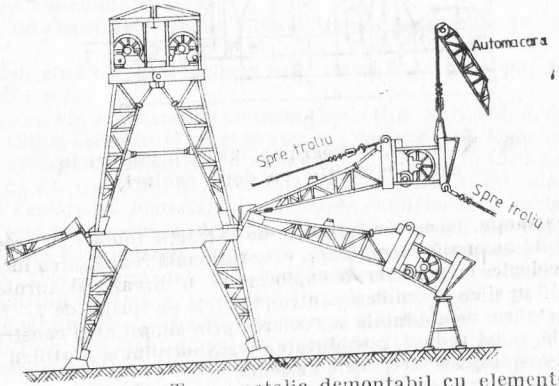


Fig. XIX.187. Turn metalic demontabil cu elemente articulate (U.R.S.S.).

În tabelul XIX.60 sînt prezentate caracteristicile unor turnuri de săpare moderne, tipizate în URSS.

Chibie de evacuare și dispozitive de răsturnare a chiblelor. Măsuri NTS la transportul cu chible. *Chible, carabine, sănii de ghidare.* Chibla este un vas de transport, care are formă de butoi, utilizat la săpări sau adînciri de puțuri pentru transportul personalului, sterilului și a diferitelor materiale, sau pentru evacuarea apei. Capacitatea chiblelor variază între 0,5—3 m³. Principalele caaracteristici ale chiblelor tipizate în România sînt prezentate în tabelul XIX.61, iar în fig. XIX.188 este prezentată o astfel de construcție.

Tabelul XIX.60

Turnuri de săpare tipizate

Caracteristici	Tipul turnului					
		II	III	IV	PK—2*	PK—3*
Distanța între reazeme, m	12×12	14×14	12×7	14×8	10×13	14×14
Dimensiunile platformei, m	5,5×5,5	7×7	7×8	8×8,6	5×6	7×7
Dimensiunile platformei inferioare, m	—	—	—	—	8,1×10,3	10,9×10,9
Înălțimea platformei, superioare, m	19	20,5	22	22,5	18,8	20,9
Înălțimea platformei inferioare, m	—	—	—	—	7,9	9,9
Masa construcției, t	35,1	60,0	80,2	93,0	50,1	62,06
Diametrul maxim al puțului, m	5	6,5	7	9	6,5	8
Adîncimea puțului, m	⩽400	⩽800	⩽1100	1400	800	1200

* construcții articulate.

Tabelul XIX.61

Chible tipizate în România

Parametrii	UM	Volumul chiblei, m³			
		0,5	0,75	1,0	1,5
Diametrul interior	mm	840	1000	1150	1300
Înălțimea maximă	mm	1725	1900	2050	2350
Sarcina la cîrlig	daN	1500	2500	2500	5000
Sarcina utilă maximă	daN	500	750	1000	1500
Masa proprie	kg	510	690	790	1260

Corpul *1* al chiblei se confecţionează din tablă de oţel rezistentă la uzură, avînd grosimea de 6—12 mm, în funcţie de capacitatea chiblei. La partea inferioară se prevăd unul sau două inele *2* pentru operaţia de răsturnare. Toarta *3* a chiblei se confecţionează din oţel rotund, prin forjare liberă sau în matriţă, iar legătura între toartă şi corp se realizează prin intermediul unor eclise şi bolţuri.

Legătura între chiblă şi dispozitivul de legare a cablului se face prin intermediul carabinei. Pînă la sarcina de 5000 daN carabinele se leagă la dispozitivul de legare a cablului cu inimă excentrică EI69, iar peste această sarcină se utilizează dispozitivul de legare tip DLC-1.

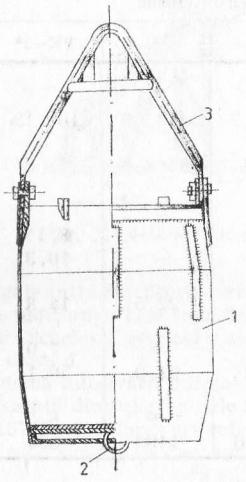


Fig. XIX.188. Chiblă tipizată pentru minele din România.

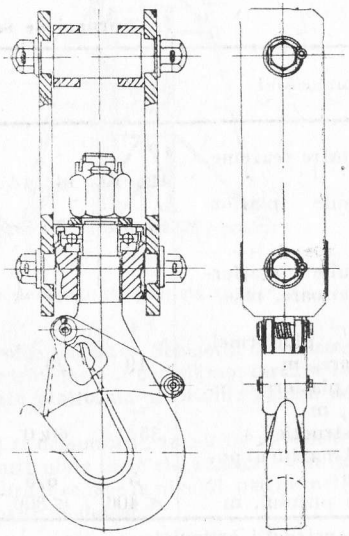


Fig. XIX.189. Carabină tipizată în România.

Construcţia carabinei permite rotirea corpului acesteia faţă de cîrlig prin intermediul unui rulment axial (fig. XIX.189). În tabelul XIX.62 sînt prezentate caracteristicile carabinelor tipizate în România.

Tabelul XIX.62

Carabine tipizate în România

Sarcina [daN]	Lungimea [mm]	Lăţimea [mm]	Grosimea [mm]	Masa [kg]
5000	679	267	125	57,5
3200	640	267	125	46,4
1500	625	200	—	30

Ghidarea chiblei în timpul deplasării, în secţiunea liberă a puţului, se efectuează prin intermediul unei sănii de ghidare. Chibla suspendată de cablul de extracţie *2* (fig. XIX.190), traversînd în sens ascendent podul de siguranţă inferior, antrenează sania de ghidare. Aceasta constă din scheletul *4* prevăzut cu manşoanele de ghidare *3* care alunecă de-a lungul celor două cabluri de ghidare întinse *1*. În România sînt tipizate săniile de ghidare prevăzute cu acoperişul de protecţie *5* (fig. XIX.190) care protejează persoanele din chiblă împotriva căderii unor obiecte sau a apei în timpul transportului.

Dispozitive de răsturnare. Descărcarea chiblelor se efectuează prin răsturnare, cum se observă în fig. XIX.191. Pe dispozitivul suspendat *1* este fixat lanţul *2* cu cîrligul *3* care se introduce în inelul fixat de fundul chiblei, în momentul cînd chibla a depăşit uşile platformei de primire. După aceasta se închid uşile podului, iar chibla este lăsată încet să coboare. Datorită faptului că partea inferioară este suspendată de lanţ, chibla se răstoarnă şi se descarcă pe un jgheab înclinat. Pentru a evita coborîrea concomitentă a ramei de

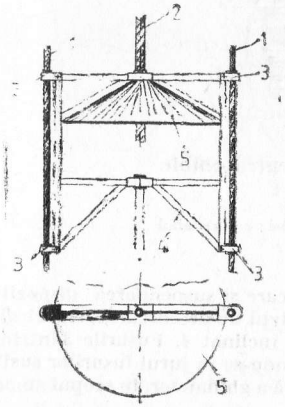


Fig. XIX.190. Sanie de ghidare tipizată în România.

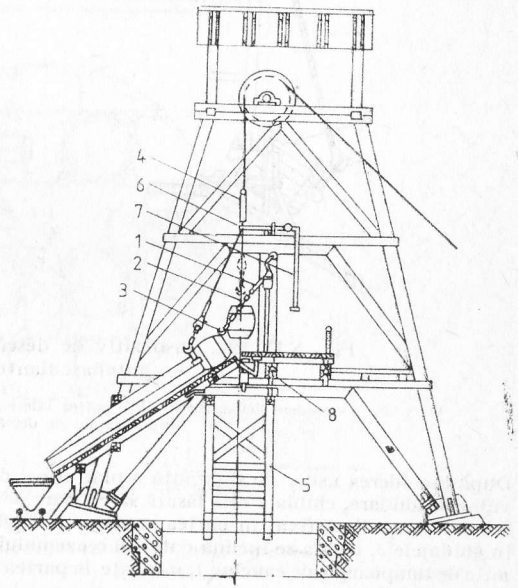


Fig. XIX.191. Dispozitiv convenţional pentru descărcarea chiblei.

ghidare *4* împreună cu chibla în vederea descărcării, pe scheletul *5* al turnului este montat opritorul *6*, prevăzut cu maneta *7*, care menţine rama de ghidare în poziţia superioară pînă la revenirea chiblei în poziţie de transport.

Orificiul practicat în platforma de primire pentru trecerea chiblei se prevede cu uşile *8* care protejează personalul ce lucrează la nivelul solului, de bucăţile de material care cad la descărcarea chiblei.

Platforma de primire se amplasează la 7—8 m înălţime de asupra solului. Înclinarea jgheabului metalic de primire a materialului este de 36—42°. La partea inferioară a jgheabului se află un închizător cu sector amplasat la o înălţime determinată de natura şi gabaritul mijloacelor de transport al sterilului la haldă.

Un alt sistem de descărcare a chiblelor este prezentat în fig. XIX.192. Acesta presupune existenţa, în partea inferioară a chiblei, a două fusuri laterale *2* (fig. XIX. 192,*b*).

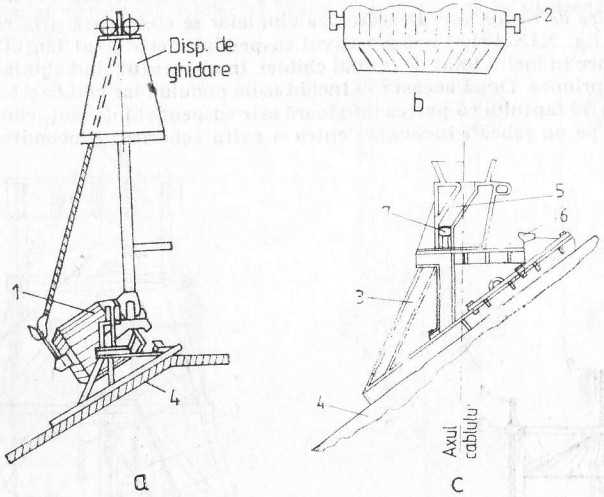


Fig. XIX.192. Dispozitiv de descărcare pentru chible autobasculante :

a — vedere de ansamblu ; *b* — partea inferioară a chiblei ; *c* — detaliul dispozitivului de descărcare.

După închiderea uşilor de siguranţă a platformei de descărcare şi suspendarea dispozitivului de ghidare, chibla *1* este lăsată să coboare pe dispozitivul de descărcare format din scheletul metalic *3*, fixat în partea superioară a jgheabului înclinat *4*. Fusurile *2* intrînd în ghidajele *5*, chibla se înclină datorită reazemului *6*, rotindu-se în jurul fusurilor susţinute de tampoanele de cauciuc 7, montate la partea inferioară a ghidajelor, în scopul amortizării şocurilor.

Măsuri de protecţia muncii la transportul cu chible. Conform Normelor de protecţia muncii, la transportul cu chible se impune a se respecta următoarele prevederi principale :

— nivelul materialului încărcat trebuie să fie cu cel puţin 10 cm sub marginea superioară a chiblei, iar obiectele care depăşesc marginile acesteia vor fi legate de toartă ;

— chibla se poate manevra fără ghidaje numai pe înălţimea tronsonului în curs de săpare şi amenajare ;

— transportul persoanelor în chiblă este admis în condiţiile : chibla să fie cu fund fix prin construcţie ; deasupra chiblei să fie montat un acoperiş metalic rezistent din tablă de oţel cu o grosime de cel puţin 5 mm ; să nu se tansporte în aceeaşi chiblă materiale sau unelte ; persoanele să stea în picioare şi să fie legate cu centură de siguranţă de

carabina cablului ; numărul de persoane din chiblă să nu depăşească numărul prevăzut prin instrucţiuni.

Poduri de siguranţă. Recomandări NTS privind numărul şi amplasarea podurilor de siguranţă. *Construcţia podurilor de siguranţă.* În vederea asigurării unei securităţi depline pentru personalul care se află la frontul de lucru, puţurile în săpare se prevăd cu poduri de siguranţă. Rama de întindere a cablurilor de ghidare a chiblei serveşte, de asemenea, ca pod de siguranţă.

În fig. XIX.193 este prezentată construcţia unei rame-pod de întindere siguranţă cu carcasă metalică. Podul are opt elemente de sprijin. El este străbătut de tuburile *1*

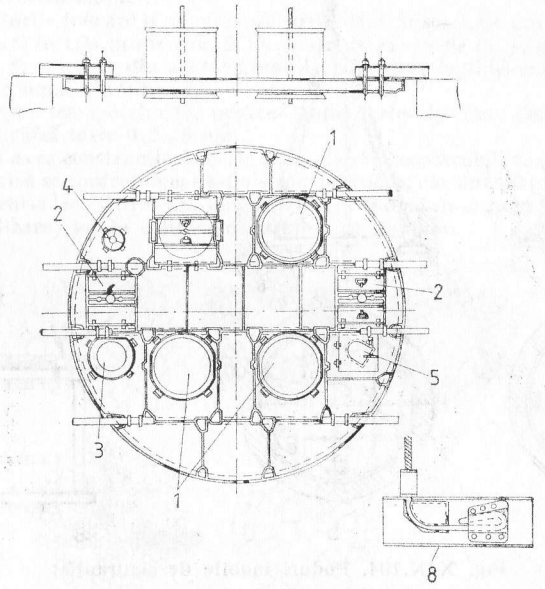


Fig. XIX.193. Construcţia ramei — pod de siguranţă.

pentru trecerea chiblelor. Sînt prevăzute în pod compartimentele *2* pentru coborîrea pompelor şi locurile de amplasare a tuburilor de aeraj *3*, de aer comprimat *4*, precum şi pentru scara de salvare *5*. Această ramă-pod se amplasează la o înălţime de 20—30 m faţă de frontul de lucru.

Tot în cadrul fig. XIX.193 este prezentat modul de fixare a cablurilor de ghidare a chiblei de această ramă *(8)*. Se recomandă utilizarea cablurilor de ghidare de construcţie închisă, cu diametrul sîrmelor de 2,8—3,5 mm. În funcţie de adîncimea puţului, se utilizează cabluri de ghidare cu diametrul de 20—28 mm.

Podurile suspendate mobile servesc ca platforme pentru lucrări de armare, pentru montarea pe ele a utilajului auxiliar, precum şi pentru protecţia personalului din frontul de lucru împotriva căderii unor obiecte.

În funcție de procedeul de lucru, se utilizează poduri simple (monoetajate) sau duble (cu două etaje). În fig. XIX.194 sînt prezentate unele construcții de poduri pentru puțuri cu secțiune redusă. Pentru trecerea chiblelor, primul tip este prevăzut cu tuburile *1*, iar cel de al doilea, cu ușile *2*. Ambele poduri constau din rama metalică *3* asamblată cu șuruburi, platforma din tablă striată *4*, ușile *5* pentru coborîrea utilajului, piesele articulate *6* pentru fixarea podului în pereții puțului și dispozitivul de suspendare *7*. În cazul secțiunilor mai mari de săpare, aceste poduri se suspendă lateral în mai multe puncte. Podul

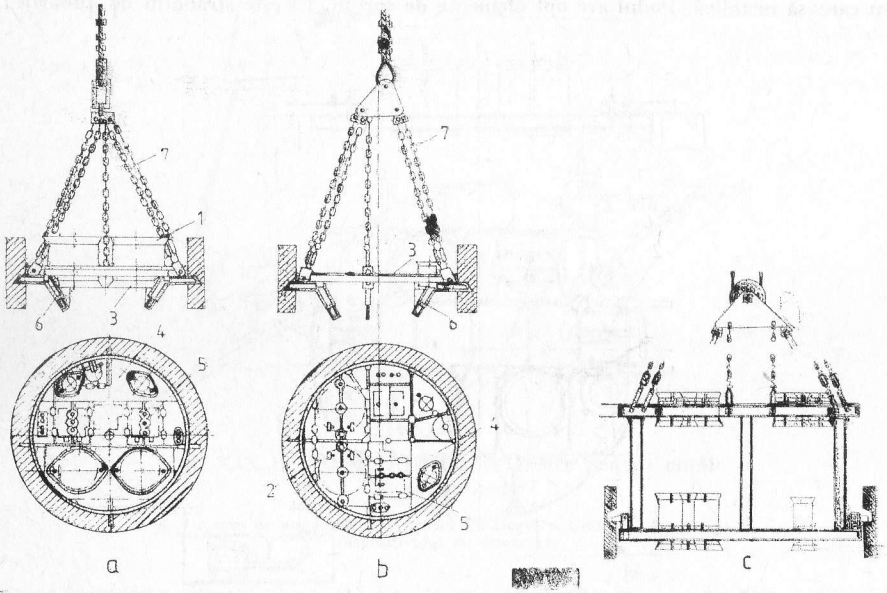


Fig. XIX.194. Poduri mobile de siguranță :
a și *c* — cu tuburi de trecere; *b* — cu fereastră și ușă.

fix, montat la nivelul gurii puțului, este destinat pentru închiderea acestuia. Cadrul de rezistență al acestui pod se asamblează din profile laminate grele, iar grinzile transversale se amplasează ținînd seama de circulația chiblelor, de necesitatea coborîrii pompelor, a conductelor de apă, de aer comprimat, de aeraj, a scărilor și a cablurilor. În funcție de poziția stabilită a grinzilor, se montează ușile podului care împiedică căderea în puț a bucăților de rocă și a diferitelor obiecte.

Recomandări NTS privind podurile de siguranță. Conform Normelor de protecția muncii, la săparea puțurilor se execută poduri de siguranță după cum urmează :

— două poduri fixe, din care unul la gura puțului, iar al doilea la cel mult 20 m sub primul, prevăzute cu uși ce se vor deschide alternativ, la trecerea chiblei. Spațiul liber între chiblă și orificiul de trecere prin poduri este de cel mult 20 cm ;

— un pod mobil, care va urmări adîncirea puțului la cel mult 25 m deasupra frontului de lucru, prevăzut cu fereastră liberă pentru trecerea chiblei. În cazul utilizării graifă-

relor, această distanță poate fi majorată la maximum 50 m. Fereastra de trecere a chiblei se prevede cu tub de trecere, cu înălțime de 1,2 m deasupra podului.

Podul mobil poate fi înlocuit cu podul de întindere a cablurilor de ghidare a chiblei ;

— poduri fixe de lucru pentru săpare, susținere și amenajare, potrivit specificului lucrării.

Executarea concomitentă a săpării și susținerii puțului se admite cu respectarea următoarelor măsuri :

— podul de lucru trebuie să fie prevăzut cu tuburi pentru trecerea chiblei, cu înălțimea de 1,2 m deasupra podului ;

— la cel mult 10 m deasupra podului de lucru să existe un pod de siguranță cu fereastră pentru trecerea chiblei.

Cabluri. Cablurile folosite la săparea puțurilor sînt de secțiune circulară. După destinație ele se împart în trei grupe (fig. XIX.195) : de *extracție* (*b*, *c*, *d*, *e*), de *susținere* (*b*), de *ghidare* (*a*, *b*). Fiecare din aceste grupe trebuie să îndeplinească diferite condiții și au coeficienți de siguranță diferiți.

Rezistența specifică a oțelurilor pentru cabluri este de 140—200 daN/mm². Diametrul sîrmelor variază între 0,2—3 mm.

Cablurile pot avea construcție *deschisă* (*a*, *b*, *c*, *d*) sau construcție *închisă* (*e*). Cablurile de construcție închisă se confecționează din sîrme profilate, ele sînt mai scumpe decît cele de construcție deschisă, se controlează mai dificil și se îndoaie mai greu. Din aceste motive se recomandă utilizarea lor în calitate de cabluri de ghidare.

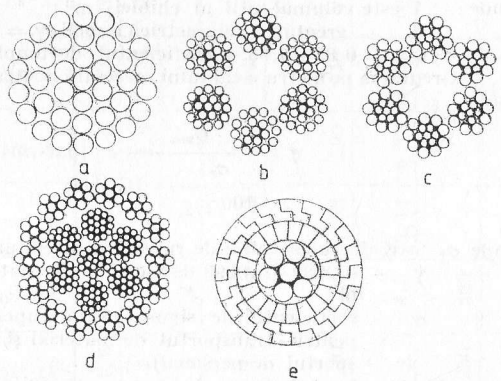


Fig. XIX.195. Cabluri de extracție folosite la săparea puțurilor.

Cablurile de construcție deschisă se asamblează din toroane grupate în jurul unei inimi, într-unul sau în mai multe straturi concentrice. În funcție de tipul toroanelor cablurile pot fi cu contact punctiform, liniar și mixt. În cazul în care sîrmele din straturile vecine sînt în contact numai în punctele lor de intersecție, toronul este cu *contact punctiform*. Dacă straturile învecinate ale toroanelor au același sens de înfășurare, sîrmele din două straturi consecutive sînt în contact pe toată lungimea lor, iar aceste toroane se numesc cu *contact liniar*. Acestea din urmă se remarcă printr-o durabilitate mai mare. Toroanele care sînt formate din straturi cu același număr de sîrme, dar cu diametre diferite de la strat la strat, se numesc de tip *Seale*.

Dacă sensul de înfășurare a toroanelor în jurul inimii coincide cu sensul de înfășurare a sîrmelor din stratul exterior al toroanelor, cablarea este *paralelă*, în caz contrar cablarea este de tip *cruce*.

Cablurile cu cablare în cruce prezintă tendință redusă de dezrăsucire. În general, cablurile cu un singur strat de toroane prezintă tendință de răsucire în jurul axei lor, ceea ce constituie un neajuns în cazul vaselor de extracție neghidate, cum sînt chiblele.

La extracția cu chible, cablul se dimensionează în funcție de sarcina maximă statică :

$$Q_{max} = Q_u + Q_{ch} + Q_r + qH_0 \quad [\text{daN}] \tag{5.49}$$

unde : Q_u este încărcătura utilă (roca), daN ;
Q_{ch} — greutatea proprie a chiblei, daN ;
Q_r — greutatea ramei de ghidare, daN ;
q — greutatea pe metru a cablului, daN/m ;
H_0 — înălțimea de suspendare a cablului, m

$$H_0 = H + H_t \quad [\text{m}] \tag{5.50}$$

H — adîncimea maximă de extracție, m ;
H_t — înălțimeă turnului (fig. XIX.196), m ;

Încărcătura de rocă este

$$Q_u = V\psi\gamma_r \quad [\text{daN}] \tag{5.51}$$

unde : V este volumul util al chiblei, m^3 ;
γ_r — greutatea volumetrică a rocii, $\gamma_r = 1200-2500$ daN/m^3 ;
$\psi = 0{,}85-0{,}95$ — coeficientul de umplere a chiblei.

Greutatea pe metru a cablului, necesară pentru vehicularea chiblei, este :

$$q = \frac{Q_{max}}{\frac{\sigma_r}{100\,\gamma \cdot c} - H_0} \quad [\text{daN/m}] \tag{5.52}$$

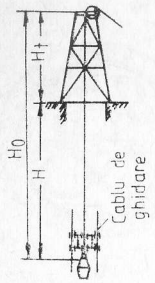


Fig. XIX.196. Schema de calcul a cablului.

unde σ_r este efortul specific de rupere a oțelului cablului, daN/cm^2 ;
γ — 0,0089—0,0093 daN/cm^3 — greutatea specifică a cablului ;
c — coeficientul de siguranță la rupere a cablului ($c = 6$ pentru transportul de material și $c = 8$ pentru transportul de personal).

Mașini de extracție și regimul de lucru al acestora. Mașinile și troliile de extracție folosite pentru săparea puțurilor se caracterizează prin faptul că au o utilizare multiplă, legată de necesitatea transportului de la un loc la altul. Din acest motiv ele trebuie să fie demontabile, ușor transportabile, să permită montarea rapidă și schimbarea regimului de lucru în funcție de variația adîncimii de extracție.

Pentru extracția cu o singură chiblă se folosesc troliu sau mașini de extracție cu o singură tobă, iar pentru extracția cu două chible — cu două tobe.

În general, pentru săpare se utilizează troliu de extracție cu diametrul tobei cuprins între 1,2 și 1,6 m și mașini de extracție mici, cu diametrul tobei de 2 ; 2,5 ; 3 m.

În tabelul XIX.63 sînt prezentate caracteristicile tehnice ale troliilor și mașinilor de extracție românești și sovietice folosite în țară pentru săparea puțurilor.

Alegerea troliului sau mașinii de extracție se face pe baza capacității de extracție necesară, ținînd seama și de viteza de extracție.

Tabelul XIX.63

Troliu și mașini de extracție folosite la săpărea puțurilor

CARACTERISTICI	Troliu de extracție (România)				Mașini de extracție U.R.S.S.									
	T—1200	2T—1200	2T—1600	2T—2000 (România)	T—2×1,5	T—2,5×2	T—3×2,2	T—3,5×2,4	2T—1,2×0,8	2T—1,6×0,8	2T—2×1,1	2T—2,5×1,2	2T—3×1,5	2T—3,5×1,8
Diametrul tobei, m	1,2	1,2	1,6	2	2	2,5	3	3,5	1,2	1,6	2	2,5	3	3,5
Lungimea tobei, m	1	0,8	1	1	2	2,2	2,4	0,8	1,1	1,2	1,1	1,2	1,5	1,8
Numărul de tobe	1	2	2	2	1	1	1	1	2	2	2	2	2	2
Efortul maxim static, kN	1,6	24	40	50	63	90	140	200	25	40	63	90	140	200
Diferența de tensiuni din cabluri, kN	16	16	20	25	63	90	140	200	25	40	63	75	90	180
Viteza de extracție, m/s	2	2	4	4,5	3,14	6,83	8,19	10,47	3,14	4,19	5,23	6,83	8,19	10,47
Adîncimea maximă, m	200	200	200	300	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1350
Puterea de acționare, kW	45	45	110	132	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Momentul volant al mașinii fără reductor, kNm²	—	—	—	—	200	550	1500	3200	50	100	300	860	2100	3700
Masa netă, fără motor, t	6	8	24	39,5	30	50	75	105	14	20	40	60	85	120

La săparea lucrărilor verticale şi înclinate cu adîncimea pînă la 400 m se permite înfăşurarea cablului pe tobă în două straturi.

Regimul de viteze şi de acceleraţii al maşinilor de extracţie a fost ilustrat mai înainte.

Lungimea porţiunilor de mers încetinit al chiblelor variază în funcţie de schema de amenajare a puţului şi oscilează între anumite limite: circa 70 m în cazul schemei *paralele* de săpare şi circa 40 m în cazul schemei *concomitente*. Durata diferitelor operaţii de manevră variază în funcţie de o serie de factori ca: volumul chiblelor, modul de deseărcare, calificarea şi experienţa lucrătorilor etc.

Pentru calcule pot fi considerate următoarele valori medii:

— durata de staţionare a chiblei înaintea aşezării pe vatră 10 s;
— devierea şi aşezarea chiblei pe vatră 15—20 s;
— manevra la nivelul platformei de descărcare 30—35 s;
— cuplarea la cablu a chiblei încărcate 10 s;
— stabilizarea chiblei (oprirea pendulării) şi curăţirea fundului, 10 s.

La extracţia cu două chible se mai adaugă un timp suplimentar de 20—25 s.

Capacitatea de extracţie la evacuarea rocii. Capacitatea de extracţie a instalaţiei depinde de volumul chiblelor şi de durata ciclului de extracţie, prin urmare, de numărul ciclurilor în unitatea de timp:

$$Q_h = V\psi n \qquad [m^3/h] \qquad (5.53)$$

unde: $V\psi$ este volumul util al chiblei, m^3;
n — numărul ciclurilor de extracţie

$$n = \frac{3600}{\varphi T_c} \qquad [\text{cicluri/h}] \qquad (5.54)$$

φ — coeficientul de utilizare în timp a ciclului;
T_c — durata unui ciclu de extracţie, s.

Astfel

$$Q_h = \frac{3600\,\psi V}{\varphi T_c} \qquad [m^3/h] \qquad [5.55]$$

Examinînd variaţia factorilor de influenţă, se observă că: mărirea vitezei de extracţie peste 6—8 m/s nu asigură o creştere substanţială a capacităţii de extracţie; creştere a capacităţii chiblei are eficacitatea cea mai mare asupra creşterii capacităţii de extracţie; o influenţă substanţială asupra capacităţii de extracţie o prezintă schema de organizare a amenajării puţului şi deci tahograma mişcării.

Pentru determinarea capacităţii de extracţie la săparea puţurilor, pot fi utilizate cu suficientă precizie diagramele din figura XIX. 197.

Pentru calcule orientative, puterea de acţionare necesară pentru instalaţie se determină cu relaţia:

— la extracţia cu două chible

$$P = \rho \frac{k \cdot Q_u \cdot H_1}{100\ T\ \eta} \qquad [kW] \qquad (5.56)$$

— la extracţia cu o singură chiblă

$$P = \rho \frac{k\left(Q_u + Q_{ch} + \dfrac{qH}{2}\right) H_1}{100\ T\ \eta_1} \qquad [kW] \qquad (5.57)$$

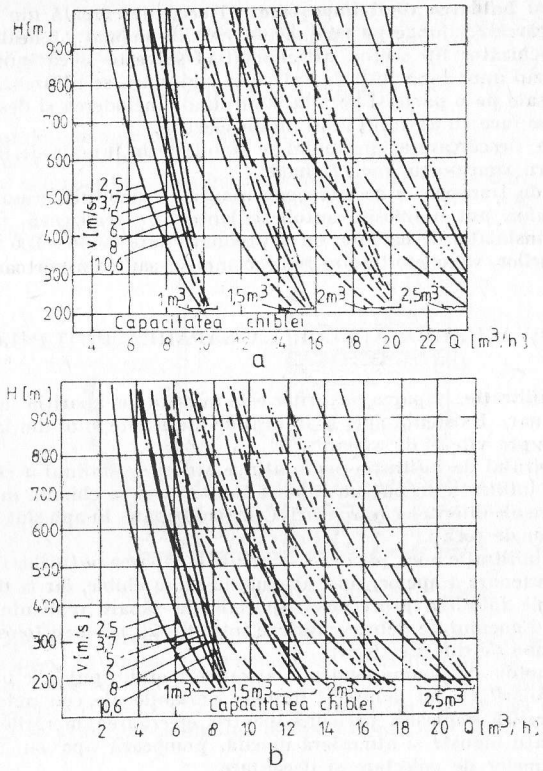


Fig. XIX.197. Nomograme pentru determinarea capacităţii de extracţie:

a — extracţie cu două chible; *b* — extracţie cu o chiblă.

unde $k = 1{,}2$ la extracţia cu două chible;
$k = 1{,}1$ la extracţia cu o singură chiblă;
Q_u este greutatea încărcăturii utile, daN;
Q_{ch} — greutatea proprie a chiblei, a dispozitivului de legare şi a saniei de ghidare, daN;
H_1 — spaţiul parcurs de chiblă pe porţiunea ghidată, m;
H — adîncimea totală de extracţie, m;
q — greutatea pe metru a cablului de extracţie, daN/m;
T — durata de mişcare a chiblei pe porţiunea ghidată, s;
ρ — coeficientul regimului dinamic ($\rho = 2$);
η_1 — randamentul angrenajului ($\eta_1 \approx 0{,}85$).

Calculul exact al puterii de acţionare se efectuează pe baza diagramei forţelor periferice, ca şi în cazul instalaţiilor de extracţie cu colivii.

Transportul şi haldarea rocii împuşcate. Roca, descărcată din chible la nivelul platformei de descărcare, ajunge pe un jgheab metalic înclinat. Jgheabul este prevăzut la capăt cu un închizător tip sector, astfel încît el serveşte şi ca buncăr intermediar pentru rocă. În cazul unor capacităţi de extracţie mai mari, se utilizează două jgheaburi de primire, amplasate pe o parte şi pe alta a turnului. Închiderea şi deschiderea închizătorului tip sector se face cu ajutorul unui motor electric.

Înălţimea de descărcare a jgheabului se stabileşte în funcţie de mijlocul de transport adoptat pentru transportul rocii la haldă.

Ca mijloace de transport a rocii în concordanţă cu debitul necesar, cu lungimea şi configuraţia traseului, pot fi folosite autobasculante care realizează transportul între puţul în săpare şi instalaţia de haldare, cu o productivitate de 60—100 tkm/h, în funcţie de calitatea drumurilor, vagonete tractate cu locomotivă sau transportoare.

5.4.6. EVACUAREA APELOR LA SĂPAREA PUŢURILOR

Debitul de infiltraţie. Săparea puţurilor este însoţită de apariţia apei în cantităţi mai mici sau mai mari. Existenţa apei la frontul de lucru este unul din factorii care influenţează negativ asupra vitezei de săpare .

Mărimea debitului de infiltraţie poate atinge valori de ordinul a cîtorva zeci de m^3 pe oră. Debitul de infiltraţie în puţ nu rămîne constant, ci se chimbă în funcţie de condiţiile hidrogeologice ale diferitelor orizonturi. Cele mai bogate în apă sînt zonele de separaţie a formaţiunilor de roci.

La debite de infiltraţie mici, pînă la 5—6 m^3/h, la săparea puţurilor nu se folosesc mijloace speciale de evacuare a apelor, apa evacuîndu-se cu chible, iar la debite mari, peste 70 m^3/h, se impune folosirea procedeelor speciale de săpare (cimentare, îngheţare, cu chesoane etc). În domeniul de debite cuprinse între 6—70 m^3/h se folosesc, pentru evacuarea apelor, pompe de diferite tipuri.

Instalaţiile mobile de pompe pentru evacuarea apei din puţurile în săpare prezintă următoarele particularităţi: au debite şi lungimi variabile ale conductelor de aspiraţie şi de refulare, necesită deplasări periodice pentru efectuarea lucrărilor de împuşcare, funcţionează în spaţii înguste şi atmosferă umedă, pompează apa cu multe impurităţi datorită lipsei bazinelor de colectare şi decantare.

În funcţie de adîncimea puţului apa poate fi evacuată direct din frontul de lucru la suprafaţă sau în trepte. Odată cu creşterea adîncimi puţului, creşte şi debitul de infiltraţie.

Evacuarea apelor cu ajutorul chiblelor Aşa cum s-a precizat mai-sus, evacuarea apelor cu ajutorul chiblelor este posibilă numai la debite reduse de infiltraţie. Pentru umplerea chiblelor cu apă se folosesc pompe submersibile mobile mici, cu acţionare pneumatică sau electrică.

Pompa *1* (fig. XIX. 198) refulează apa în chibla *2* prin intermediul conductei flexibile *3*, la capătul căreia este fixată o porţiune de conductă metalică îndoită, *4*, prin care furtunul se fixează de bordura chiblei. Astfel, pompa poate fi ridicată împreună cu chibla în timpul operaţiilor de împuşcare. Alimentarea cu aer comprimat a pompei se face prin furtunul *5*, iar evacuarea aerului prin furtunul *6*.

Evacuarea apei cu chible poate fi utilizată dacă este îndeplinită condiţia:

$$W > Q_i$$

unde:

W este cantitatea de apă ce se evacuează împreună cu sterilul împuşcat, m^3/h;

Q_i — debitul mediu de infiltraţie, m^3/h.

$$W = n\,V\,k\,\psi \qquad [m^3/h] \tag{5.58}$$

n — numărul de curse pe oră;

V — volumul chiblei, m^3;

k — volumul golurilor în roca afînată; pentru roci tari $k = 0{,}5 \cdots 0{,}6$; pentru roci de duritate medie $k = 0{,}4 \cdots 0{,}5$; pentru roci moi $k = 0{,}3 \cdots 0{,}4$.

ψ — coeficientul de umplere a chiblei.

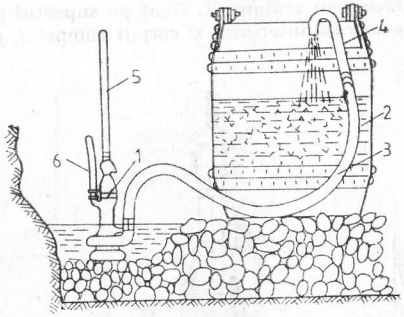


Fig. XIX.198. Evacuarea apei cu chibla.

Evacuarea apei cu ajutorul pompelor. Schemele folosite pentru evacuarea apelor din puţurile în săpare cu ajutorul pompelor sînt prezentate în fig. XIX. 199. Pentru adîncimi mici şi medii se foloseşte o pompă *1*, suspendată pe cablu prin intermediul unui troliu aflat la suprafaţă (fig. XIX. 199, *a*). În cazul cînd o singură pompă nu satisface presiunea impusă, se utilizează pomparea în două trepte (fig. XIX. 199, *b*). Pompa sus-

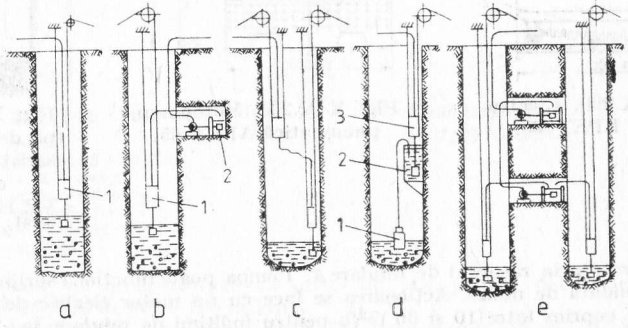


Fig. XIX.199. Scheme de evacuare a apelor la puţurile în săpare.

pendată refulează în bazinul unei staţii intermediare, de unde apa este evacuată cu pompa fixă *2* la suprafaţă. Dacă secţiunea puţului permite, pompele suspendate pot funcţiona în serie (fig. XIX.199, *c*). Uneori se utilizează un rezervor intermediar de acumulare (fig. XIX.199, *d*). Pompa *1* refulează în rezervorul *2*, de unde apa este evacuată la suprafaţă cu pompa suspendată *3*. În cazul săpării puţurilor foarte adînci se utilizează scheme cu mai multe trepte de pompare (fig. XIX.199, *e*).

Pompele folosite pentru evacuarea apelor din puţuri, în funcţie de mărimea debitului de infiltraţie pot fi: de epuizment, pompe centrifuge suspendate cu ax vertical, pompe cu piston, pompe elicoideale, pompe cu membrană, hidroelevatoare sau pompe pneumatice tip aerlift.

În fig. XIX. 200 este prezentată *electropompa de epuizment* EPET 65 fabricată în România. Aspiraţia se face prin grătarul *2*, fixat pe suportul pompei. Apa este refulată prin spaţiul inelar dintre carcasa interioară şi corpul pompei *1*, produce răcirea motorului

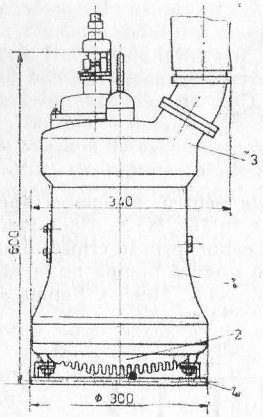


Fig. XIX.200. Electropompa EPET 65.

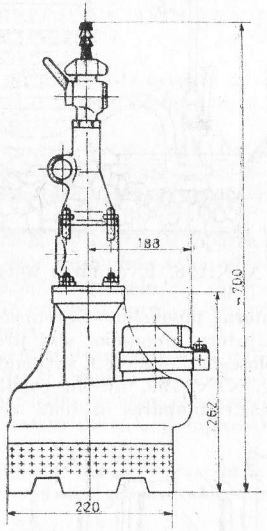


Fig. XIX.201. Motopompa pneumatică APET 65.

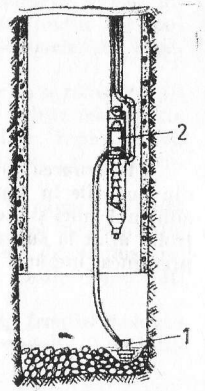


Fig. XIX.202. Pompă de epuizment înseriată cu pompă centrifugă:
1 — pompă de epuizmeat; *2* — pompă suspendată.

electric şi trece prin racordul de refulare *3*. Pompa poate funcţiona sprijinită pe suportul *4* sau suspendată de miner. Acţionarea se face cu un motor electric de 4 kW. Debitul pompei este cuprins între 10 şi 60 m³/h pentru înălţimi de refulare la 20—80 m H_2O.

Pompa pneumatică APET 65 (fig. XIX.201) este destinată pentru acelaşi scop ca şi EPET 65, mărimea suspensiilor solide din apă neputînd depăşi 5 mm.

Motorul de acţionare este pneumatic rotativ cu lamele, de tip MP 40. Debitul pompei este de 12 m³/h, la o înălţime de refulare de 30 m H_2O.

Pompele centrifuge suspendate, cu ax vertical, pot fi coborîte nemijlocit pînă la frontul de lucru sau pot fi înseriate cu pompe de epuizment de acelaşi debit (fig. XIX.202).

În fig. XIX.203 este prezentată o pompă cu şurub folosită la evacuarea apelor cu suspensii solide din puţuri în săpare. Rotorul se confecţionează din bronz, aluminiu sau oţel inoxidabil, iar statorul din cauciuc.

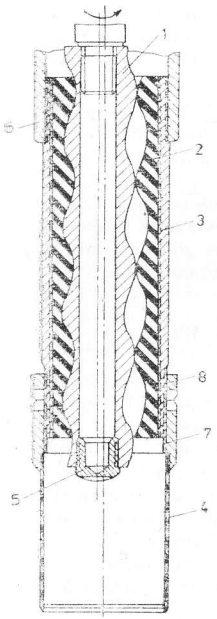


Fig. XIX.203. Pompă cu şurub:
1 — rotor; *2* — stator; *3* — corpul pompei; *4* — sorb; *5* — dop de separare; *6* — conductă de refulare; *7* — inel de prindere a sorbului; *8* — contrapiuliţă.

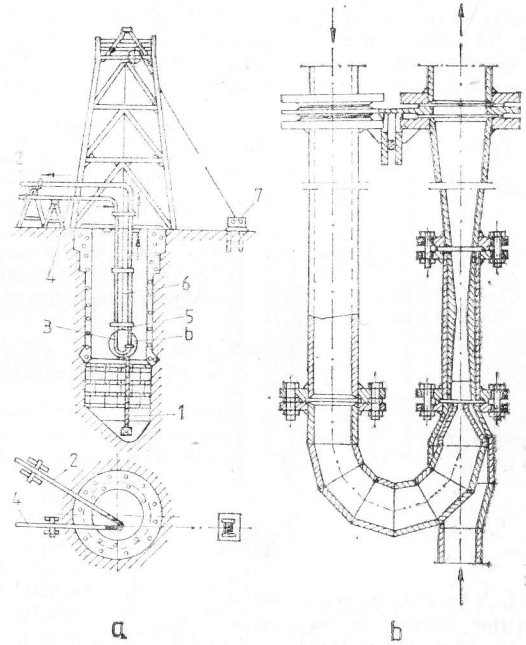


Fig. XIX.204. Evacuarea apei din puţ cu hidroelevator:

În România se fabrică pompele cu şurub tip SEL pentru debite de 1,8 — 48 m³/h şi înălţimi de refulare de 60 — 100 m H_2O.

Pînă la debite maxime de 20—25 m³/h şi înălţimi pînă la 100 m H_2O, pentru evacuarea apelor din puţuri se pot utiliza cu succes hidroelevatoarele.

Instalaţia de hidroelevatoare (fig. XIX. 204, *a*) constă din conducta de aspiraţie *1*, conducta de refulare *2*, hidroelevatorul *3* şi conducta de presiune *4*, prin care se intro-

duce, cu ajutorul unei pompe montată la suprafaţă, apă sub presiune. Hidroelevatorul se suspendă cu ajutorul cadrului 5 de cablul de oţel 6, manevrat de către troliul 7. Figura XIX.204, *b* prezintă o secţiune prin hidroelevator.

Debitul de apă necesar pentru alimentarea hidroelevatorului

$$Q = (1{,}7 - 2)\,Q_i \qquad [\mathrm{m^3/h}] \qquad (5.59)$$

unde Q_i este debitul hidroelevatorului (debitul de infiltraţie), m^3/h.

Pentru debite de infiltraţie cuprinse între 5 şi 40 m^3/h şi adîncimi pînă la 180—200 m, pentru evacuarea apei din puţuri se pot utiliza şi pompe cu aer comprimat tip *aerlift*. În fig. XIX.205 se prezintă două scheme ale instalaţiilor aerlift: cu evacuarea apei direct la suprafaţă din jgheabul inelar de drenare (fig. XIX. 205, *a*) şi cu evacuarea apei pînă la o staţie de pompare intermediară (fig. XIX.205, *b*), schemă folosită la adîncimi mai mari de săpare.

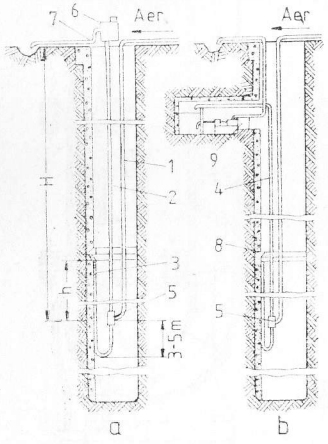


Fig. XIX.205. Schema instalaţiilor aerlift la evacuarea apei din puţuri:

1 — conductă de aer comprimat; *2,4* — conducte de refulare; *3* — furtun de cauciuc; *5* — cameră de amestec; *6* — separaror de aer; *7* — preapline *8* — rigolă de drenare; *9* — staţie de pompare.

Instalaţiile aerlift prezintă avantajul simplităţii construcţiei şi a deservirii, a lipsei pieselor în mişcare şi a dimensiunilor reduse în plan. Randamentul însă este destul de redus (0,2 —0,3). Raportul de imersiune $h/(H+h)$ se recomandă a se adopta în limitele 0,3—0,5.

Debitul instalaţiei de evacuare a apelor. Debitul necesar al instalaţiilor mobile de evacuare a apelor la săparea puţurilor se determină cu relaţia:

$$Q = \frac{kQ_i(t_1 + t_2) - W}{t_2} \qquad [\mathrm{m^3/h}] \qquad (5.60)$$

în care $k = 1{,}3 \cdots 1{,}5$ este coeficientul de neuniformitate a debitului din frontul de lucru;

Q_i — debitul de infiltraţie , m^3 / h;

t_1 — timpul necesar pentru ridicarea şi coborîrea pompei în timpul împuşcării şi aerisirii ($t_1 = 0{,}75 \cdots 1{,}25$ ore);

t_2 — timpul efectiv de evacuare, ore;,

W — debitul de apă ce se evacuează împreună cu roca extrasă, m^3/h.

5.4.7. UTILAJE DIVERSE FOLOSITE LA SĂPAREA PUŢURILOR

Trolii pentru suspendarea utilajelor. În timpul operaţiilor de săpare a puţurilor, în interiorul acestora sînt suspendate pe cabluri o serie de utilaje (pompe, ventilatoare, conducte de apă, de aer comprimat, de aeraj, poduri de siguranţă etc) care urmăresc avansarea frontului de lucru. Manevrarea cablurilor de suspendare se face cu un număr apreciabil de trolii.

La amplasarea troliilor faţă de puţ se ţine seama de repartizarea uniformă a sarcinilor pe turnul de extracţie. În fig. XIX. 206 se prezintă un exemplu de amplasare a troliilor faţă de puţ (*1* — troliu de extracţie cu două tobe; 2—troliu pentru suspendarea pompei;

3 — troliu pentru suspendarea podului mobil de siguranţă; *4* — trolii manuale pentru suspendarea conductelor de aer comprimat; *5* — trolii manuale pentru suspendarea tuburilor de aeraj; 6 — trolii manuale pentru suspendarea conductelor de apă; *7* — trolii manuale pentru cablurile de ghidare; *8* — trolii manuale pentru scara de avarii).

Troliile folosite pentru suspendarea utilajelor sînt cu acţionare electrică sau pneumatică, avînd sarcina maximă statică între 50 şi 180 kN, sau manuale, cu sarcina maximă statică între 30 şi 50 kN, fiind dotate cu o tobă sau cu două tobe.

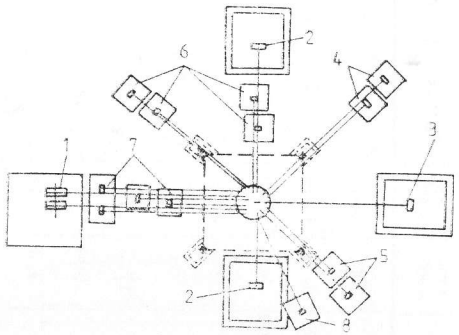


Fig. XIX.206. Exemplu de amplasare a troliilor faţă de puţ.

Pentru aceste trolii se permite înfăşurarea cablului în mai multe straturi. Aceste trolii trebuie să fie dotate cu două frîne pe tobe şi cu un mecanism de blocare cu clichet. Raportul dintre diametrul tobei şi diametrul cablului înfăşurat trebuie să fie de cel puţin 20.

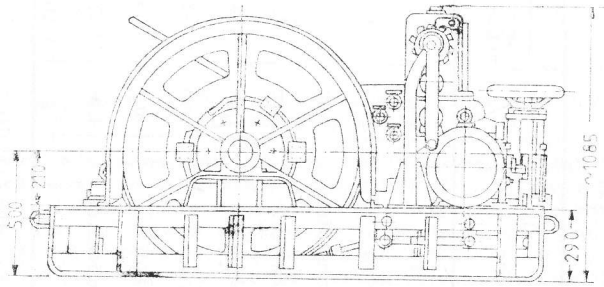


Fig XIX.207 Troliu de săpare cu forţă statică de 30 kN.

Pentru întinderea cablurilor de ghidare, de obicei, se folosesc trolii manuale.

În fig. XIX. 207 este prezentat un troliu de săpare cu forţa maximă statică de 30 kN.

În tabelul XIX.64 sînt redate caracteristicile unor trolii de construcţie românească şi sovietică, folosite la săparea puţurilor.

Tabelul XIX.64

Troliu de săpare

Caracteristici	UM	România			U.R.S.S.					
		TAE—1	TAE—2	TPU—1*	LPK 3/200	LPK 4/500	LKU—5	LKPU—2	manual	manual
Forţa de tracţiune	daN	1000	1000	700	3000	4000	5000	2000	3000	5000
Viteza cablului	m/s	1	1	0—0,8	0,12	0,24	0,12	0,31	0,1	0,1
Diametrul tamburului	mm	500	500	100—200	500	850	570	410	400	400
Numărul tamburilor	buc.	1	2	1	1	1	1	1	1	1
Lungimea tamburului	mm	715	600	—	—	—	—	—	—	—
Diametrul cablului	mm	15	15	6 ; 8	17,5	21,5	22	15,5	19	22
Lungimea cablului	m	500	2×400	140	200	300	300	300	400	400
Puterea de acţionare	kW	17	17	3	4,5	18	15	10	—	—
Masa	kg	1620	1690	50	1260	4340	3300	1900	1500	2000

* — pneumatic portativ.

Cablurile electrice sub tensiune sînt coborîte în puţ cu ajutorul unor trolii speciale (fig. XIX. 208). Dacă învelişul cablului nu este calculat pentru susţinerea masei proprii, atunci cablul electric se suspendă de un cablu de oţel ce se manevrează cu un troliu separat. În acest caz pentru coborîrea şi susţinerea cablului electric sînt necesare două trolii. În funcţie de adîncimea puţului şi de tipul cablului, sarcina maximă a acestor trolii de cablu este de 4 — 20 kN. Acţionarea se face electric sau manual. Diametrul tobei pentru cablul electric se adoptă în aşa fel încît întreaga lungime de cablu să se înfăşoare în cel mult trei straturi. Şi aceste trolii se prevăd cu frînă şi mecanisme cu clichet pentru blocare

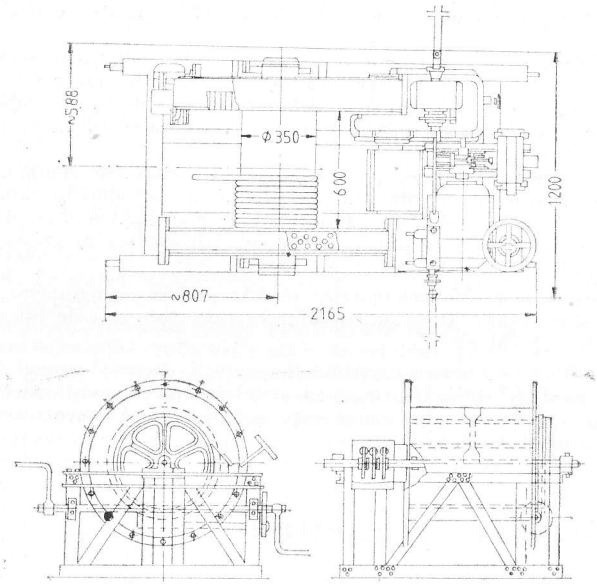


Fig. XIX.208. Troliu pentru manevrarea cablului electric la săparea puţurilor.

Dispozitive de semnalizare. Siguranţa în funcţionare a instalaţiei de extracţie precum şi securitatea personalului de deservire sînt influenţate în mare măsură de funcţionarea ireproşabilă a aparatajului de semnalizare. Acesta are rolul de a permite transmiterea informaţiilor între frontul de lucru şi platforma de descărcare, între platforma de descărcare şi mecanicul troliului de extracţie, precum şi între diferite puncte de lucru ale puţului.

Trebuie să existe totodată o legătură telefonică directă între platforma de descărcare şi sala de comandă a troliului de extracţie, între frontul de lucru şi platforma de descărcare.

Schema de semnalizare trebuie să permită posibilitatea transmiterii directe, la mecanicul troliului de extracţie, a semnalului „STOP" de la fiecare punct de lucru. Totodată schema de semnalizare trebuie să excludă posibilitatea transmiterii simultane a mai multor semnale de la diferite puncte.

Transmiterea semnalelor poate fi realizată prin următoarele procedee:

— procedeul direct, prin care semnalele se transmit de la frontul de lucru direct la mecanicul troliului (la extracția cu o singură chiblă);

— procedeul de translație prin care personalul de la frontul de lucru transmite semnalul la manipulantul de la platforma de descărcare, iar acesta în continuare la mecanicul troliului;

— procedeul simultan, prin care personalul de la frontul de lucru transmite semnalul în același timp atît la platforma de descărcare cît și la mecanicul troliului.

Aparatura de semnalizare se compune din întrerupătoare, comutatoare, contacte, dispozitive de interblocare, panou cu becuri de semnalizare, indicatoare de semnal cu ac, clopote, claxoane etc.

Întrerupătoarele servesc pentru transmiterea manuală a diferitelor semnale de cod sau de avarie. Sistemul de contacte ale acestora revine automat în starea inițială sub acțiunea unor arcuri, după transmiterea semnalelor. În funcție de forma minerelor și de schema legăturilor, întrerupătoarele pot funcționa la apăsare sau la tracțiune, prin intermediul unui cablu.

Indicatoarele de semnale servesc pentru fixarea și numărarea semnalelor de cod. Acestea se înregistrează prin intermediul unui ac indicator pe cadranul aparatului. Tabloul de semnalizare optică reproduce și dublează semnalele de cod. Pentru diferențierea naturii semnalelor se aplică culori diferite la lămpile de semnalizare sau se atașează inscripții aferente fiecărei lămpi.

Soneriile și claxoanele electromagnetice servesc pentru reproducerea acustică a semnalelor de cod și de avarie. Raza de audibilitate a acestora este de 140 m (în cazul lipsei zgomotelor înconjurătoare).

În conformitate cu normele de protecția muncii, fiecare semnal neinteles se interpretează ca semnal „STOP". În urma unei astfel de situații, continuarea extracției se face numai după înștiințarea telefonică (sau prin interfon) a mecanicului, privind cauza neclarității semnalului transmis.

5.5. SUSȚINEREA PUȚURILOR

Susținerea puțurilor constituie una din verigile tehnologice de deosebită complexitate, de care depinde stabilitatea construcției și valoarea indicatorilor tehnico-economici. Modul de execuție a susținerii influențează atît cheltuielile cît și ponderea consumului de muncă. Costul susținerii reprezintă în unele situații 60% din cheltuielile generale pentru execuția unui puț. Pe aceste considerente asigurarea siguranței și fiabilității susțineri puțurilor reprezintă una din principalele căi prin care se poate realiza creșterea eficienței economice a investițiilor alocate pentru deschiderea noilor cîmpuri miniere. În ultimii 50—60 de ani procedeele tehnice de susținere, ca și materialele utilizate, au suferit modificări esențiale. Dacă în prima perioadă se lucra în exclusivitate cu lemn și beton turnat manual folosind doar schemele succesive de construcție, începînd din anii 1960 s-a trecut treptat la asimilarea unor noi tehnologii de lucru, cu folosirea pe scară largă a betonului transportat gravitațional prin conducte metalice, asociate cu cofraje de construcție glisantă.

Această soluție a creat premisele pentru extinderea schemei concomitente cu mecanizarea integrală a proceselor de muncă, influențînd hotărîtor creșterea vitezelor de susținere, productivitatea muncii și reducerea cheltuielilor de construcție a unui puț.

5.5.1. CLASIFICAREA SUSȚINERILOR ȘI CRITERII DE ALEGERE

Clasificarea susținerilor de puț. În etapa actuală, criteriile pentru clasificarea susținerilor de puț s-au diversificat pornind de la o serie de considerente tehnice și tehnologice din care menționăm: interacțiunea cu rocile înconjurătoare, materialele folosite, caracteristicile de deformare ș.a.

I. După *caracterul interacțiunii cu rocile înconjurătoare și funcția pe care o îndeplinesc*, se cunosc: susțineri cu scop de protejare a rocilor; susțineri îngrăditoare; susțineri cu acțiune de consolidare; susțineri de construcție susținătoare; susțineri cu acțiune de sprijin și susțineri combinate.

Susținerea cu funcția de protejare se referă la susținerea în torcret, recomandată cu scopul de a preîntîmpina alterarea rocilor cu tărie ridicată.

Susținerile îngrăditoare sînt folosite în scopul preîntîmpinării eventualelor desprinderi de roci. Ele nu dispun de o portanță ridicată care să împiedice deformarea conturului puțului. Ca exemplu se menționează susținerile provizorii din inele metalice, la construcția puțurilor oarbe și adîncirile de puțuri.

Susținerile cu caracter de consolidare au scopul de a ridica rezistența rocilor înconjurătoare și de a asigura astfel stabilitatea lor. În această grupă sînt menționate susținerile ancorate fixate cu soluții de ciment sau rășini sintetice.

Susținerile cu caracter *susținător* sînt indicate pentru condițiile cînd presiunea este dezvoltată de greutatea rocilor desprinse din masiv și pentru cazurile cînd acestea au tendință de surpare.

Susținerile cu acțiune de sprijin, prin portanța lor ridicată, se opun deplasării rocilor spre interiorul excavației, realizînd o stare de echilibru pe conturul puțului. Susținerile cu acțiune de sprijin lucrează în regimul deformațiilor reciproce.

Susținerile combinate se obțin prin asocierea susținerilor ancorate cu oricare din susținerile folosite în construcția puțurilor. În această grupă mai pot fi menționate susținerile din bolțari sau cuvelaje, asociate cu strate din bitum, plăci de oțel și strate de beton.

II. După *materialul folosit* și *tehnologia de execuție*, se folosesc:

— susțineri din beton monolit, beton armat și torcret;

— susțineri din bolțari, panouri prefabricate, tubinguri, coloane metalice, inele metalice;

— susțineri din lemn;

— susțineri ancorate fixate cu rășini sintetice sau soluții de ciment;

III. După *caracteristica de deformare*, modul de preluare a presiunii rocilor și particularitățile constructive, se cunosc susțineri de construcție elastică și rigidă. Susținerea elastică se caracterizează prin prezența unor elemente compresibile (bolțari de lemn, plăci din material plastic) care pot să-i mărească capacitatea de deformare în direcție radială, tangențială și verticală.

IV. După *portanța* lor susținerile sînt grupate în patru clase: 1 — cu portanță scăzută (<0,1 MPa); 2 — cu portanță medie (0,1 — 0,3 MPa); 3 — cu portanță ridicată (0,3 — 1 MPa); 4 — cu portanță foarte ridicată (mai mare de 1 MPa).

V. După *destinație* și *durata de serviciu*, susținerile de puț pot fi provizorii și definitive. În calitate de susțineri provizorii sînt menționate inelele metalice. În grupa susținerilor definitive sînt cuprinse susținerile din beton monolit, bolțari, betonul armat, torcret cu ancore ș.a.

Criterii pentru alegerea susținerii puțurilor. Susținerile puțurilor se recomandă să fie alese pe baza următoarelor criterii:

— tipul și destinația puțului;

— durata de serviciu;

— proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor;
— caracteristicile de deformare ale rocilor;
— gradul de stabilitate al rocilor sub influenţa solicitărilor;
— profilul şi dimensiunile secţiunii puţului;
— amplasarea puţului faţă de zăcămînt şi modul lui de protejare;
— cerinţele economice;

Condiţii impuse susţinerilor de puţ. Susţinerile de puţ trebuie să îndeplinească o serie de condiţii tehnice şi economice de care trebuie să se ţină seama atît în faza de proiectare cît şi în etapa de execuţie a puţului.

Condiţiile tehnice se referă la : rezistenţa , stabilitatea şi deformarea limitată a susţinerii; rezistenţa aerodinamică, impermeabilitatea faţă de afluenţele de apă şi gaze; rezistenţa la îngheţ-dezgheţ sau rezistenţa la gelivitate; rezistenţa faţă de efectele seismice ş.a.

Condiţiile economice se referă la calitatea susţinerii de a asigura stabilitatea puţului, cu un consum minim de materiale şi cheltuieli de execuţie. În compararea metodelor propuse pentru asigurarea unui grad înalt de stabilitate a puţului, trebuie să se ţină seama de toate cheltuielile efectuate pentru protejarea , susţinerea şi întreţinerea lui pe toată durata de exploatare. De exemplu, pentru compararea a două tipuri de susţinere se recomandă ca pentru fiecare variantă să se determine cheltuielile necesare executării şi întreţinerii puţului pe întreaga perioadă de exploatare , cu ajutorul expresiei :

$$S = c_1 + c_2 \cdot \frac{t_s}{t} + c_3 \frac{n}{100} t_s \qquad \text{[lei]} \tag{5.61}$$

în care: c_1 este costul susţinerii unui m de puţ, lei; c_2 — costul de rearmare a 1 m de puţ, lei; t_s — durata de serviciu a puţului, ani; t — timpul după care a avut loc prima rearmare, ani; c_3 — cheltuielile anuale pentru efectuarea altor lucrări de întreţinere a puţului, lei/an; n — lungimea tronsonului în % faţă de adîncimea totală a puţului unde sînt executate lucrări de întreţinere.

Se admite, ca raţională, varianta care asigură cerinţele funcţionale şi tehnice ale susţinerii cu cel mai redus consum de muncă şi cele mai mici costuri de execuţie (S), în condiţiile realizării unor productivităţi maxime şi condiţii satisfăcătoare de lucru.

În afară de condiţiile enumerate, susţinerea puţurilor mai trebuie să îndeplinească şi următoarele cerinţe: tehnologia de execuţie să fie simplă; coeficientul de rezistenţă aerodinamică să fie cît mai redus; să fie rezistentă faţă de efectele de coroziune din subteran şi să prezinte o impermeabilitate ridicată. Materialele alese să nu fie deficitare, să permită mecanizarea tehnologiei de execuţie şi să fie ignifuge.

Din punct de vedere al N.T.S. se impune ca deformarea conturului puţului — atunci cînd s-a ajuns la valoarea limită a portanţei susţinerii — să se desfăşoare lent, pentru a dispune de timpul necesar în vederea aplicării măsurilor de preîntîmpinare a surpărilor, asigurarea securităţii oamenilor şi recuperarea utilajelor.

5.5.2. INTERACŢIUNEA DINTRE SUSŢINERILE PUŢURILOR ŞI ROCILE ÎNCONJURĂTOARE

Execuţia puţurilor modifică starea iniţială de echilibru a masivului de rocă. Ca urmare pe conturul puţului începe un proces de deformare şi de sfărîmare a rocilor. În aceste condiţii este montată susţinerea, cu scopul de a preîntîmpina deformarea şi surparea rocilor şi a asigura securitate deplină a lucrării. În procesul deformării lor, rocile întîlnesc susţinerea şi astfel între cele două sisteme începe o interacţiune care se finalizează cu o nouă stare de echilibru. Caracterul interacţiunii susţinerii cu masivul de rocă depinde de starea iniţială de tensiuni existente în masiv, caracteristicile mecanice ale rocilor, tipul susţinerii şi tehnologia de construcţie a puţului. Noţiunea de *interacţiune* ilustrează, deci, modul de conlucrare dintre susţinere şi rocile înconjurătoare în procesul lor de deformare după executarea lucrării miniere, pentru a forma un sistem deformabil unitar *susţinere — rocă*. În funcţie de mecanismul interacţiunii susţinerii cu rocile înconjurătoare se modifică caracterul de lucru al susţinerii şi valoarea sarcinilor pe care le preia. Diferitele tipuri de interacţiune dintre susţinere şi rocile înconjurătoare sînt analizate cu ajutorul modelelor mecanice ale rocilor. Literatura de specialitate propune următoarea clasificare a modelelor mecanice de interacţiune dintre susţinere şi rocă (tabelul XIX. 65), denumirea cărora ilustrează starea rocilor din jurul puţului. Potrivit datelor din tabel se deosebeşc: modele elastice, vîscoelastice, rigidoplastice, elastoplastice neomogene, vîscoelasto-plastice şi vîscoplastice.

— Modelul *elastic* de interacţiune dintre susţinere şi rocă consideră masivul de rocă ca un mediu elastic şi poate fi admis în următoarele cazuri: cînd puţul se execută prin forare; conturul lucrării miniere nu este detensionat în totalitate; lucrarea minieră suportă influenţa excavaţiilor învecinate şi cînd rocile nu au un caracter omogen. În condiţiile interacţiunilor cauzate de deformaţiile elastice ale rocilor (modelul 1 a, tabelul XIX.65) sarcina pe susţinere depinde de starea de tensiune iniţială a masivului şi este direct proporţională cu adîncimea. Structura de bază a formulei pentru calculul presiunii rocilor este de tipul:

$$p = K \cdot \gamma \cdot H \tag{5.62}$$

unde K este coeficient care ţine seama de influenţa unor factori cum ar fi de exemplu caracteristica rocilor şi a susţinerii, grosimea susţinerii, distanţa dintre susţinerea definitivă şi frontul de lucru; γ — greutatea volumetrică a rocilor; H — adîncimea puţului.

Un exemplu tipic de interacţiune elastică în sistemul susţinere — rocă îl reprezintă schema concomitentă, cînd susţinerea din beton se execută cu ajutorul cofrajelor glisante. În raţionamentul propus se porneşte de la considerentul că decalajul dintre locul de execuţie a susţinerii şi frontul de lucru în săpare are o influenţă deosebită asupra modului de manifestare a presiunii şi intensitatea solicitării.

În cazul executării susţinerii din beton cu ajutorul cofrajului glisant, mecanismul de preluare a eforturilor este descris cu ajutorul schemei prezentate în fig. XIX.209. În situaţiile cînd în frontul de lucru nu este montată susţinerea, atunci, după avansarea frontului, punctul A (fig. XIX. 209, a, stadiul I) se deplasează în punctul A' (stadiul II). După montarea susţinerii, deplasarea rocilor este împiedicată. În consecinţă, presiunea (p) va fi preluată de susţinere cu o diminuare treptată a solicitărilor pe măsura îndepărtării faţă de front (fig. XIX. 209, b). Solicitarea susţinerii în acest caz este provocată de golul creat prin excavarea tronsonului de rocă care, în stadiul iniţial, opunea rezistenţă (σ_r) şi de deformarea pereţilor puţului.

Pentru estimarea presiunii miniere asupra susţinerii, în condiţiile folosirii cofrajelor glisante, este propusă expresia:

$$p = \frac{\lambda \cdot \gamma \cdot H \cdot \alpha^*}{\dfrac{G}{A_s \dfrac{G}{G_s}} + 1} \qquad \text{[MPa]} \tag{5.63}$$

în care : λ este coeficientul împingerii laterale; γ — greutatea volumetrică a rocilor, MN/m^3; H — adîncimea la care se studiază presiunea; G — modulul de forfecare al

Tabelul XIX.65

Clasificarea modelelor de interacțiune rocă-susținere

Tipul modelului	Denumirea modelului	Elemente caracteristice	Principalii factori de influență	Regimul de lucru al susținerii
I a	Elastic	Susținerea este solicitată de un masiv cu caracteristici de deformare liniară	Tensiunea din masivul de rocă (adâncimea)	Regimul de influență reciprocă a deformațiilor
I b	Viscoelastic	Idem, dar caracteristicile de deformare ale rocilor și susținerii sînt exprimate cu ajutorul operatorilor provizorii	Idem	Idem
II	Rigidoplastic	Deformațiile neelastice (plastice) ale rocilor din jurul lucrării sînt provocate de greutatea lor proprie în limita unui contur exterior lucrării	Deschiderea lucrării (diametrul puțului)	Regimul sarcinilor date
III a	Elastoplastic	Masiv de rocă cu caracteristici de deformare neliniară. Formarea pe conturul puțului a unor zone cu deformații plastice, fără să intervină fragmentarea sau ruperea lor	Raza zonei cu deformații plastice. Deformarea conturului puțului	Regimul de influență reciprocă a deformațiilor
III b	Elastoplastic neomogen	Formarea unei zone cu roci fragmentate în jurul puțului	Idem, și raza zonei cu roci fragmentate	Idem
III c	Viscoelasto-plastic	Dezvoltarea unor deformații elastice și plastice în timp	Idem	Idem
IV	Viscos(curgere visco-plastică)	Deformarea masivului de rocă decurge în mod analog lichidelor viscoase	Adâncimea puțului și vîteza de deformare a rocilor	Influența reciprocă a vitezei de deformare a rocilor; sarcina dată

rocilor, MPa; G_s — modulul de forfecare al susținerii din beton, MPa; A_s — reprezintă caracteristica susținerii și se determină cu relația:

$$A_s = \frac{c^2(1-2\mu_s)+1}{c^2-1}; \qquad c = \frac{R_1}{R_0} \tag{5.64}$$

în care: R_1 este raza exterioară a susținerii, m; R_0 — raza interioară a susținerii, m; μ_s — coeficientul lui *Poisson* pentru beton; α^* — coeficient care ilustrează decalajul dintre tronsonul în care se execută susținerea în beton cu ajutorul cofrajului glisant și frontul de lucru al puțului

$$\alpha^* = e^{-\alpha_1 \frac{l}{R_1}} \tag{5.65}$$

unde: α_1 este coeficient experimental egal cu 0,3; l — distanța dintre tronsonul în care se execută susținerea în beton și frontul de lucru, m.

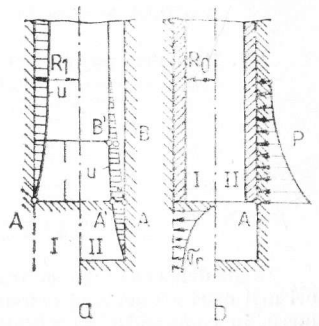


Fig. XIX.209. Influența frontului de lucru asupra deplasării rocilor (*a*) și a sarcinilor preluate de susținere (*b*).

Exemplu de calcul. Să se determine sarcina asupra susținerii unui puț cu diametrul $2R_1 = 5{,}8$ m executat după schema concomitentă cu cofraj glisant în două variante: A) distanța dintre locul de execuție a susținerii și frontul de lucru $l = 2{,}5$ m; B) distanța dintre locul de execuție al susținerii și frontul de lucru, $l = 10$ m.

Date tehnice pentru efectuarea calculului: adâncimea puțului, $H = 600$ m; densitatea rocii $\gamma = 2{,}5 \cdot 10^{-2}$ MN/m³ (2500 kg/m³); modulul de forfecare al rocii $G = 11\,250$ MPa ($1125 \cdot 10^3$ t/m²); modulul de forfecare al susținerii $G_s = 1{,}25 \cdot 10^4$ MPa ($125 \cdot 10^4$ t/m²); $\lambda = 0{,}35$; $\mu_s = 0{,}2$; $R_1 = 2{,}8$ m; $R_0 = 2{,}5$ m; $c = 1{,}12$.

I. Determinarea parametrului A_s:

$$A_s = \frac{c^2(1-2\mu_s)+1}{c^2-1} = \frac{1{,}12^2(1-2\cdot 0{,}2)+1}{1{,}12^2-1} = \frac{1{,}75}{0{,}27} = 7$$

II. Calculul coeficientului α^* pentru $l = 2{,}5$ m.

$$\alpha^* = \exp\left(-0{,}3\,\frac{l}{R}\right) = \exp\left(-0{,}3\,\frac{2{,}5}{2{,}8}\right) = \exp\,(-0{,}3\cdot 0{,}89) = 0{,}76.$$

III. Valoarea coeficientului α^* pentru $l = 10$ m.

$$\alpha^* = \exp\left(-0{,}3\,\frac{10}{2{,}8}\right) = 0{,}34$$

IV. Determinarea presiunii pe susținere pentru $\alpha^* = 0{,}76$.

$$p = \frac{\lambda \cdot \gamma \cdot H \cdot \alpha^*}{A_s \frac{G}{G_s} + } = \frac{0{,}35 \cdot 2{,}5 \cdot 10^{-2} \cdot 600 \cdot 0{,}76}{7\,\frac{11250}{12500} + 1} = \frac{3{,}99}{7{,}3} = 0{,}54 \text{ MPa}$$

$p = 0{,}54$ MPa $= 54$ t/m^2 $= 5{,}4$ daN/cm^2

V. Presiunea pe susținere pentru $\alpha^* = 0{,}34$.

$$p = \frac{0{,}35 \cdot 2{,}5 \cdot 10^{-2} \cdot 600 \cdot 0{,}34}{7\,\frac{11250}{12500} + 1} = \frac{1{,}78}{7{,}3} = 0{,}24 \text{ MPa}$$

$p = 0{,}24$ MPa $= 24$ t/m^2 $= 2{,}4$ daN/cm^2.

Calculele efectuate confirmă ipoteza potrivit căreia, susținerea preia sarcini de două ori mai mari atunci cînd betonul este turnat la o distanță de 2,5 m față de frontul de lucru, în comparație cu situația cînd operația de susținere se efectuează la 10 m față de front.

— Modelul *viscoelastic* de interacțiune susținere — rocă ține seama de parametrii reologici ai rocilor. În consecință, presiunea poate fi calculată cu aceeași expresie, cu condiția ca în locul parametrilor elastici μ, G și E să fie incluși parametrii similari, dar cu valoarea modificată în funcție de timp: μ_t, G_t și E_t, care se obține cu expresiile:

$$E_t = \frac{E}{1 + \Phi} \tag{5.66}$$

$$\mu_t = 0{,}5 - \frac{0{,}5 - \mu}{1 + \Phi} \tag{5.67}$$

$$G_t = \frac{G}{1 + \frac{3\Phi}{2(1 + \mu)}} \tag{5.68}$$

în care: $\Phi = \frac{\delta \cdot t^{1-\alpha}}{1 - \alpha}$ este funcția fluajului rocilor; δ, α — caracteristici ale fluajului rocilor obținute pe cale experimentală. Pentru rocile întîlnite mai frecvent în bazinele minelor carbonifere, α are valori cuprinse între 0,8—0,83. În formula de mai sus, E este modulul de elasticitate al rocilor, MPa.

Exemplu de calcul. Datele tehnice ale puțului, ale rocilor și susținerii rămîn valabile ca în cazul modelului elastic: $2R_1 = 5{,}8$ m; $l = 2{,}5$ m; $H = 600$ m; $\gamma_R = 2{,}5 \cdot 10^{-2}$ MN/m^3; $G = 11250$ MPa; $G = 1{,}25 \cdot 10^4$ MPa; $\lambda = 0{,}35$; $\mu_s = 0{,}2$; $c = 1{,}12$; $A_s = 7$ $\mu = 0{,}26$; $t = 1000$ zile.

Parametrii reologici ai rocii: roca străbătută de puț este marnă-argiloasă, pentru care $\delta = 0{,}00445$; $\alpha = 0{,}852$; $t = 1000$ zile $= 8{,}644 \cdot 10^7$ s.

I. Funcția fluajului pentru marnă-argiloasă:

$$\Phi = \frac{\delta \cdot t^{1-\alpha}}{1 - \alpha} = \frac{0{,}0044(8{,}644 \cdot 10^7)^{1-0{,}852}}{1 - 0{,}852} = \frac{0{,}065}{0{,}148} = 0{,}444$$

II. Coeficientul lui *Poisson* al rocilor, μ_t:

$$\mu_t = 0{,}5 - \frac{0{,}5 - \mu}{1 + \Phi} = 0{,}5 - \frac{0{,}5 - 0{,}26}{1 + 0{,}444} = 0{,}5 - \frac{0{,}24}{1{,}444} = 0{,}34$$

III. Modulul de forfecare G_t:

$$G_t = \frac{G}{1 + \frac{3\Phi}{2(1 + \mu_t)}} = \frac{11250}{1 + \frac{3 \cdot 0{,}444}{2(1 + 0{,}34)}} = \frac{11250}{1 + \frac{1{,}332}{2{,}68}} = 7550 \text{ MPa}$$

IV. Presiunea asupra susținerii:

$$p = \frac{\lambda \cdot \gamma \cdot H \cdot \alpha^*}{A_s = \frac{G_t}{G_s} + 1} = \frac{0{,}35 \cdot 2{,}5 \cdot 10^{-2} \cdot 600 \cdot 0{,}76}{7\,\frac{7550}{12500} + 1} = \frac{3{,}90}{5{,}22} = 0{,}76 \text{ PMa} = 76 \text{ t/m}^2.$$

Rezultă că pentru masivul de rocă cu un comportament vîscoelastic, sarcina pe susținerea puțului este mai mare cu aproximativ 30% față de solicitarea caracteristică modelului elastic.

În condițiile rocilor cu un comportament rigidoplastic sau elastoplastic metodologia de calcul a presiunilor este prezentată în literatura de specialitate (v. și Manualul inginerului de mine, vol. II, sect. XVI, Mecanica rocilor).

5.5.3. INFLUENȚA CONDIȚIILOR GEOMINIERE ASUPRA MODULUI DE SOLICITARE A SUSȚINERII PUȚURILOR. REGIMUL DE LUCRU AL SUSȚINERILOR

Influența condițiilor geominiere asupra modului de solicitare a susținerii puțurilor. Puțurile sînt executate în diferite condiții geominiere care pot fi clasificate orientativ în trei clase: ușoare, medii și grele.

— Condiții ușoare ilustrează situația potrivit căreia rocile prezintă un grad ridicat de stabilitate ($f > 6$) și nu manifestă tendința de surpare. Susținerea în aceste condiții trebuie să fie de o construcție ușoară, cu caracter de protejare sau îngrăditor, pentru împiedicarea alterării rocilor.

— Condiții geominiere cu un grad mediu de dificultate; în aceste condiții susținerea puțurilor suportă solicitări moderate din partea masivului de rocă.

— Condiţiile geominiere grele sînt caracterizate de influenţa lucrărilor de abataj, prezenţa unor roci instabile, roci puternic tectonizate, roci acvifere, care dezvoltă asupra susţinerii presiuni de valori ridicate.

Influenţa lucrărilor de abataj constituie cauza deformării întregului masiv concomitent cu puţul, faţă de care susţinerea nu poate avea o influenţă de atenuare a mişcării sau de reechilibrare a tensiunilor. Sub influenţa lucrărilor de abataj, distrugerea susţinerilor începe în zona de racordare a puţului cu rocile înconjurătoare ca şi în sectoarele intens faliate şi tectonizate. Una din măsurile eficiente de protejare a susţinerii o constituie consolidarea rocilor, utilizarea elementelor compresibile elastice, care să permită susţinerii să se deformeze concomitent cu masivul, fără fisurarea sau deteriorarea ei.

Distrugerea susţinerilor de puţ în condiţiile geominiere grele pot interveni datorită mai multor cauze: portanţă insuficientă a susţinerii; influenţa deranjamentelor tectonice; extragerea pilierilor de protecţie; presiune hidrostatică cu valoare ridicată; dezgheţarea neuniformă a rocilor de pe contur însoţită cu dezvoltarea unor tensiuni — şi anomalii pe întregul contur al susţinerii. În condiţiile geominiere grele creşterea portanţei susţinerii trebuie realizată pe seama alegerii corecte a tehnologiei de execuţie şi îmbunătăţirii măsurilor de protejare pe întreaga perioadă de exploatare a puţului, prin consolidarea rocilor înconjurătoare cu suspensii de ciment sau răşini sintetice.

Pentru condiţiile geominiere grele sînt indicate susţineri cu o portanţă ridicată, executarea cărora pretinde folosirea unor materiale deficitare şi scumpe. Pe aceste considerente, alegerea unei susţineri adecvate condiţiilor geominiere grele nu trebuie făcută pe seama „intuiţiei tehnice" ci pe baza unui raţionament analitic, care să valorifice eficient calităţile materialelor de construcţie şi corelarea lor cu caracteristicile de deformare ale rocilor. Încă de la elaborarea proiectului de execuţie trebuie să se acorde atenţie deosebită condiţiilor în care va lucra susţinerea şi să se prevadă măsuri tehnice pentru protejarea ei faţă de acţiunile distructive ale abatajelor sau presiunii de reazem.

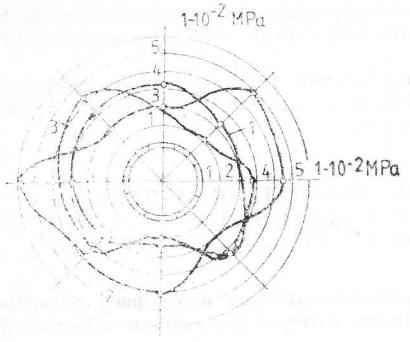


Fig. XIX.210. Epura presiunilor asupra susţinerii puţurilor.

Studiile efectuate asupra factorilor care influenţează presiunea asupra puţurilor executate în condiţii uşoare şi medii, au arătat următoarele:

Presiunea pe conturul puţului se manifestă foarte neuniform (fig. XIX.210). Gradul de neuniformitate al presiunilor depinde de o serie de factori din care se menţionează:

— racordările cu rampele; coeficientul de neuniformitate, în acest caz, este de 0,65—0,67;

— gradul de tectonizare al rocilor, prezenţa faliilor ş. a. care dau un coeficient de neuniformitate de 0,69—0,73;

— caracteristicile mecanice ale rocilor;

— unghiul de înclinare al rocilor. Cercetările experimentale au arătat că pentru rocile cu înclinare mare creşte coeficientul de neuniformitate. Unul din factorii cu grad mare de influenţă asupra presiunii miniere în puţuri îl constituie *metoda de săpare şi tehnologia executării susţinerii*. Astfel, de exemplu, în situaţia schemelor succesive, cînd este folosită susţinerea în boltari, solicitările masivului sînt preluate după 3 — 4 săptămîni şi, ca urmare, presiunile au valori de aproape 5 ori mai mici faţă de situaţia susţinerii în

beton executată cu cofraje glisante, care este solicitată de presiunea rocilor imediat după avansarea frontului de lucru.

Presiunea asupra susţinerii depinde, de asemenea, de forma şi *diametrul puţului*. Cu creşterea diametrului, cresc valorile medii ale presiunii.

Influenţa adîncimii pînă la 1000 m în rocile cu $f > 3$ determină o creştere nesemnificativă a presiunilor medii în comparaţie cu ceilalţi factori enumeraţi înainte. Adîncimea influenţează creşterea presiunilor în situaţia condiţiilor geominiere grele, roci cu rezistenţe mecanice reduse sau roci puternic tectonizate.

Regimul de lucru al susţinerilor. Condiţiile geominiere au o influenţă hotărîtoare asupra regimului de lucru al susţinerilor. Literatura de specialitate diferenţiază regimul de lucru al susţinerilor după cum urmează:

1. Regimul sarcinilor date, cînd susţinerea este solicitată de bucăţile de rocă desprinse din masiv sau de greutatea unui anumit volum de rocă cuprins în limita prismelor de alunecare care tind să pătrundă în puţ şi care se sprijină pe elementele suţinerii. Pentru regimul sarcinilor date, o serie de caracteristici ale susţinerii, ca de exemplu capacitatea ei portantă, gradul de elasticitate etc. nu influenţează practic valoarea sarcinilor preluate. Un asemenea regim de lucru este caracteristic puţurilor executate în condiţii geominiere grele, cînd susţinerea este puternic solicitată de presiunea rocilor foarte instabile, puternic fisurate, necoezive sau de presiunea hidrostatică ale apelor subterane. Susţinerea în astfel de cazuri trebuie să fie de construcţie rigidă şi să dispună de o portanţă ridicată. Pentru dimensionarea susţinerii în regimul sarcinilor date, se recomandă modelul rigidoplastic de interacţiune în sistemul susţinere — rocă.

2. Regimul de interdependenţă a deformaţiilor, denumit şi *regimul influenţei reciproce ale deformaţiilor*, ilustrează situaţia potrivit căreia mişcarea rocilor de pe conturul puţului depinde de portanţa şi construcţia susţinerii. Acest regim de lucru al susţinerilor este caracterizat de modelul I şi III, iar sarcina preluată de susţinere depinde de gradul ei de elasticitate. Regimul menţionat este întîlnit cel mai frecvent în construcţia puţurilor, ca şi a celorlalte lucrări de investiţii executate în roci cu tărie medie.

3. Regimul deformaţiilor date, cînd rezistenţa susţinerii nu influenţează valoarea mişcării rocilor înconjurătoare. Susţinerea culisează sau se deformează concomitent cu rocile. Astfel de regim se întîlneşte frecvent în lucrările de pregătire situate în zona de influenţă a abatajelor, cînd deformarea conturului lucrării este influenţată de deformarea acoperişului direct şi a celui de bază.

4. Regimul combinat, care reprezintă asocierea regimurilor de lucru enumerate mai înainte.

5.5.4. SUSŢINEREA ÎN LEMN

Susţinerea în lemn este recomandată puţurilor cu profile dreptunghiulare şi cu o durată de serviciu de 10—15 ani, amplasate în roci stabile. Se prezintă sub formă de cadre dreptunghiulare executate din lemn rotund sau cioplit cu latura de 18×20 cm (fig. XIX. 211). Elementele care compun cadrul de susţinere sînt constituite din două grinzi lungi (*1*) şi două scurte (*2*) asamblate între ele prin îmbinări în prag drept sau în coadă de rîndunică (fig. XIX.212). În funcţie de condiţiile geologice şi presiunea rocilor, cadrele de susţinere pot fi aşezate fie în desiş, fie în cîmpuri.

Susţinerea în desiş (fig. XIX. 213) este indicată puţurilor săpate în roci cu tărie redusă. Cadrele de lemn sînt aşezate astfel încît între ele să nu rămînă nici un fel de spaţiu liber. Monografiile în vigoare prevăd ca după săparea unui tronson de 3—6 m, operaţia de susţinere să înceapă cu montarea unor elemente de sprijin (*3*) denumite *tropane*, care servesc pentru aşezarea cadrelor de susţinere şi preluarea unei părţi din greutatea lor.

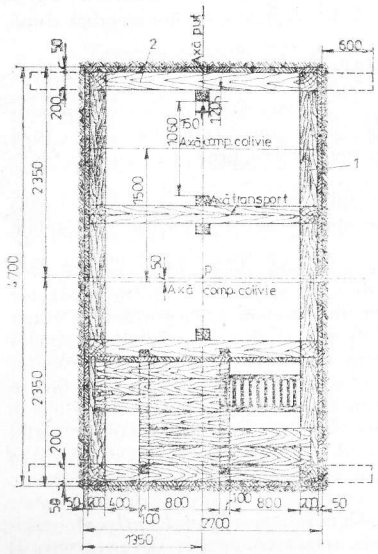


Fig. XIX.211. Monografia de susţinere în lemn a puţurilor dreptunghiulare:
1 — grindă lungă; *2* — grindă scurtă; *p* — centrul geometric al puţului.

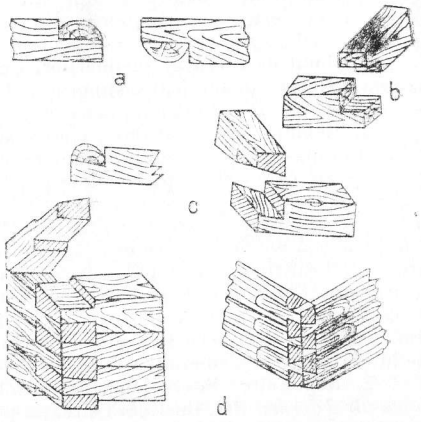


Fig. XIX.212. Moduri de îmbinare a elementelor de susţinere:
a, *b* şi *c* — în prag; *d* — în coadă de rîndunică.

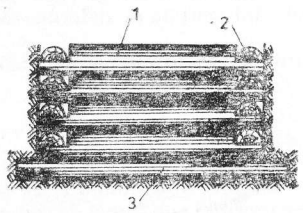
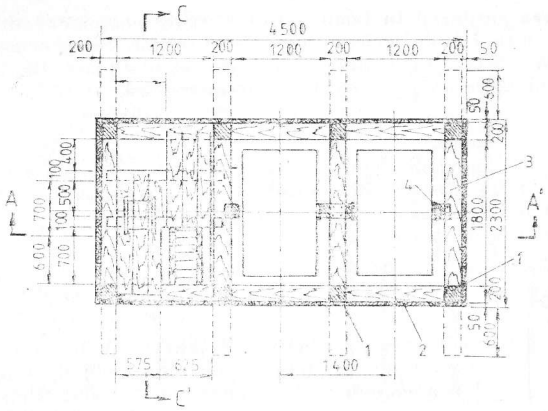


Fig. XIX.213. Susţinere în desiş a puţurilor:
1 — grinda scurtă; *2* — grinda lungă; *3* — tropan.

Tropanele sînt fixate în pilugi, pe latura scurtă a puţului. De la nivelul tropanului începe montarea cadrelor în sens ascendent, pe întreaga înălţime a tronsonului, pînă la tropanul superior ş.a.m.d.

Susţinerea în cîmpuri (fig. XIX.214) constă din cadre dreptunghiulare aşezate pe verticală la intervale de 0,5—1,5 m, în funcţie de presiunea rocilor înconjurătoare. Între cadre se fixează stîlpi scurţi *1* (popici) amplasaţi în extremităţi şi pe latura lungă a cadrului. În spaţiul dintre cadru şi pereţi se bat pene de lemn, care au scopul de a fixa elementele susţinerii. În spatele cadrelor se aşază bandaje, *2*, executate din scînduri de stejar groase de 25—50 mm. Înălţimea tronsonului dintre două tropane este de 3—6 m. Susţinerea în cîmpuri reprezintă o construcţie mai economică, recomandată rocilor cu tărie medie şi ridicată. În afara de tropane, susţinerile din lemn mai cuprind moazele *3*, ghidaje *4* şi podul scărilor *5*.

Sensul de execuţie a susţinerii în cîmpuri este ascendent, iar operaţiile de asamblare a grinzilor din lemn încep de la nivelul tropanelor.



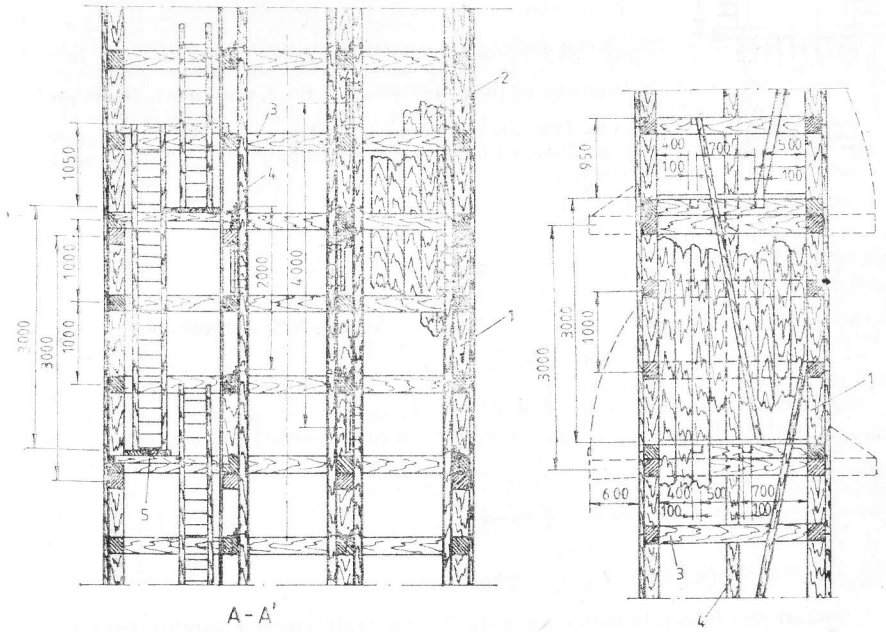


Fig. XIX.214. Susţinerea în cîmpuri a puţurilor.

Dimensionarea susținerii în lemn. Grinzile care compun cadrul de susținere sînt dimensionate în funcție de solicitările presiunii rocilor. Se apreciază că cea mai solicitată este grinda scurtă (l_1) care are deschiderea cea mai mare (fig. XIX. 215). Presiunea rocilor preluată de un cadru se stabilește cu expresia :

$$P = p \cdot l_1 \cdot L \qquad \text{[MPa]} \qquad (5.69)$$

în care p este presiunea maximă asupra susținerii, MPa; l_1 — lungimea grinzii de pe latura scurtă a puțului, m ; L — distanța dintre cadre, m. În cazul cînd cadrele se montează în desiș, această distanță este egală cu diametrul lemnului, m.

Momentul maxim de încovoiere

$$M_{max} = \frac{p \cdot l_1 L}{8} < m \cdot W \cdot R_1 \qquad (5.70)$$

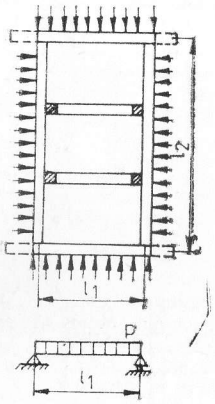


Fig. XIX.215. Schemă de calcul pentru susținerea în cadre a puțurilor.

unde m este coeficientul condițiilor de lucru, egal cu 0,6; W — modulul de rezistență al lemnului, cm³; R_1 — rezistența admisibilă a lemnului la încovoiere, (60 — 100 daN/cm²).

Modulul de rezistență pentru lemnul rotund, $W = \frac{\pi d^3}{32}$, iar pentru lemnul cioplit, cu secțiune dreptunghiulară, $W = \frac{bh^2}{6}$, unde b și h sînt lățimea și respectiv înălțimea profilului, cm. În cazul lemnului cu secțiunea pătrată, $W = \frac{a^3}{6}$, unde a este latura profilului, cm. Introducînd valoarea lui W în expresia de mai sus, se obține fie diametrul, fie laturile profilului, care satisface condiția de rezistență.

— pentru susținerea în cîmpuri, din lemn rotund :

$$d = 1{,}08 \sqrt[3]{\frac{p \cdot l_1^2 \cdot L}{m \cdot R_1}} \qquad \text{[cm]} \qquad (5.71)$$

— pentru susținerea în cîmpuri din lemn cioplit cu profil dreptunghiular :

$$b = \sqrt{\frac{3 \cdot p \cdot l_1^2 \cdot L}{4 \cdot h \cdot R_1 \cdot m}} \qquad \text{[cm]} \qquad (5.72)$$

— pentru susținerea în cîmpuri din lemn cu profil pătrat;

$$a = \sqrt[3]{\frac{3 \cdot p \cdot l_1^2 \cdot L}{4 \cdot R_1 \cdot m}} \qquad \text{[cm]} \qquad (5.73)$$

5.5.5. SUSȚINEREA ÎN BOLȚARI

Bolțarii sînt folosiți în susținerea puțurilor cu profil circular care străbat roci cu o stabilitate redusă și care dezvoltă presiuni ridicate. Din punct de vedere al modului de preluare a presiunilor, susținerile în bolțari sînt incluse în grupa construcțiilor rigide.

Tehnologia de execuție a susținerii în bolțari. Susținerea în zidărie de bolțari se execută de jos în sus, pe tronsoane lungi de 20—25 m, fiind precedată de o susținere provizorie metalică. Construcția susținerii începe de la limita inferioară a tronsonului săpat unde se execută lăcașul unei fundații pentru piciorul de sprijin (fig. XIX. 216). După terminarea betonării piciorului de sprijin încep pregătirile pentru zidirea tronsonului. Spațiul care rămîne liber între zidărie și pereții puțului se umple cu un strat de beton monolit, cu grosimea de 100 mm. Se recomandă ca rosturile verticale dintre bolțari să alterneze de la un rînd la altul. Paralel cu zidirea bolțarilor se execută și amenajarea puțului cu moaze, care sînt dispuse pe verticală la o distanță de 2,0 m.

Ponderea timpilor necesari efectuării operațiilor de săpare, zidire și amenajare, în cadrul schemei succesive, pentru puțurile săpate în Valea Jiului, este redată în tabelul XIX. 66.

În tabelul XIX. 67 sînt redați, în procente, timpii fiecărei operații realizați la zidirea unui tronson de 1,5 m, în minele din Valea Jiului, iar în tabelul XIX. 68 sînt redate productivitățile și vitezele medii obținute. Normele de lucru pentru PZ-4 au valori de 0,131 m/p, iar pentru PZ-5 de 0,095 m/p.

Dimensionarea susținerii în bolțari. Constă în determinarea grosimii bolțarilor și dimensionarea picioarelor de sprijin (fig. XIX. 217).

Grosimea susținerii (d_0) se calculează cu relația lui *Lamé*, în funcție de tensiunea admisibilă în materialul susținerii (σ_a);

$$d_0 = R_i \left[\sqrt{\frac{\sigma_a}{\sigma_a - 2p}} - 1 \right] \qquad \text{[cm]} \qquad (5.74)$$

unde; p este presiunea minieră, MPa ; R_i — raza interioară a susținerii m.

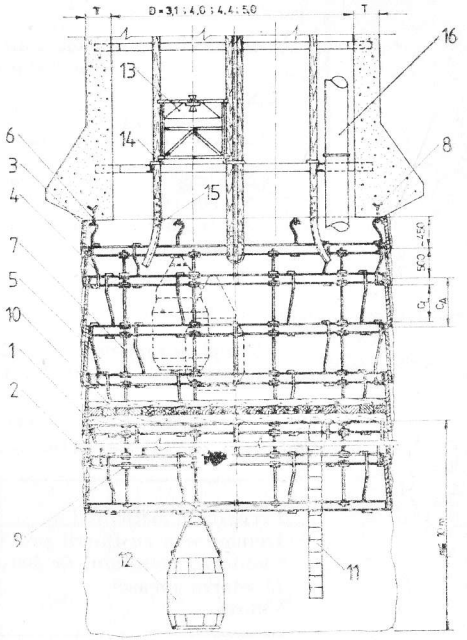


Fig. XIX.216. Tehnologia de susținere în bolțari a puțurilor :

1 — cintră de săpare; *2* — căptușeală; *3* — cîrlig S sub pinten; *4* — cîrlig S scurt; *5* — cîrlig S lung; *6* — distanțier scurt; *7* — distanțier lung; *8* — cîrlig de pinten; *9* — piuliță pătrată; *10* — pod de siguranță mobil; *11* — scară de siguranță din funie; *12* — chiblă de 0,5—1,0 m³; *13* — sanie de ghidare; *14* — opritorii saniei; *15* — ghidaje pentru chiblă; *16* — burlan de aerisire.

Dimensiunile cîmpurilor între cintre

Dimensiuni	Taria rocii, *f*			
	ET—FT	9—7T	6—4ST	≤ 3M
Cîmpul între axe C_A	1200	1000	1000	800
Cîmpul liber C_L	1020	820	820	620

Tabelul XIX.66

Ponderea timpilor pentru diferite operații la susținerea puțurilor în bolțari

Operația	Ponderea timpilor [%]
Săpare	66
Susținere	24,6
Amenajare	9,3

Tabelul XIX.67

Timpi de realizare a diferitelor operații la susținerea puțurilor în bolțari

Operația	Timpi de realizare [%]
Prepararea betonului	11,4
Demontarea susținerii provizorii	12,02
Montarea cofrajului de betonare	16,0
Montarea moazei	9,0
Zidirea	53,4

Tabelul XIX.68

Indicii realizați la puțurile susținute în bolțari

Lucrarea	Realizări	Avansarea [m/lună]	Productivitatea [m³/p]
Săparea	Maxime	17,7	2,26
	Medii	15,9	1,70
Zidirea	Maxime	28,2	1,30
	Medii	22,9	1,17

Tensiunea admisibilă σ_a se obține prin împărțirea rezistenței la compresiune a materialului susținerii, la coeficientul de siguranță m_s — care pentru bolțari este de 2,2—2,5.

Dimensionarea piciorului de sprijin. Dimensionarea picioarelor de sprijin constă în determinarea lățimii de sprijin a acestora (b) și a înălțimii lor (h).

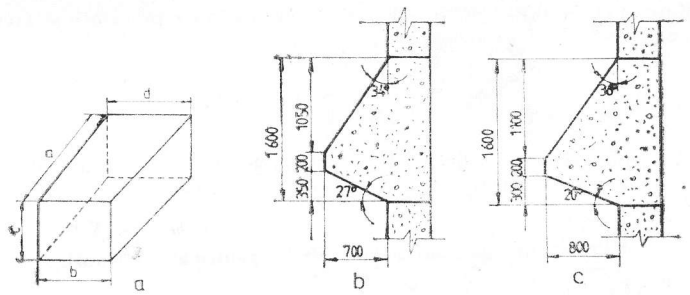


Fig. XIX.217. Dimensiunile bolțarilor și ale picioarelor de sprijin pentru puțuri, în minele din România

a — bolțar B 400; *b* — pinten (picior) de sprijin pentru roci tari; *c* — pinten de sprijin pentru roci slabe și moi.

Dimensiunile bolțarilor pentru puțuri

	CATEGORIA ROCII	a	b	c	d
P_z—4,0 B 400	9 ≤ 3 T, ST, M	350	240	190	280
P_z—5,0 B 400	9 ≤ 3 T, ST, M	400	250	190	290

Înălțimea piciorului de sprijin (h_0) rezultă din expresia:

$$h_0 = 1{,}73\, b \sqrt{\frac{\sigma_c}{\sigma_f \cdot \cos\beta}} \qquad (5.75)$$

în care: σ_c sînt tensiunile admise la compresiune pentru rocile în care se execută piciorul de sprijin, MPa; σ_f — tensiunile admise la forfecare a betonului din care se execută piciorul de sprijin, MPa; β este unghiul de înclinare a piciorului pe suprafața de sprijin, grade, care trebuie să fie mai mic decît unghiul de frecare dintre beton și rocă. Tensiunile admise pentru cîteva tipuri de roci sînt date în tabelul XIX. 69, iar unghiurile de frecare dintre betoane și rocă, în tabelul XIX. 70.

Dimensionarea susținerii provizorii. În etapa actuală inelele susținerilor provizorii sînt executate din oțel laminat OL — 38 profil U — 18.

Verificarea stabilității transversale a susținerii metalice provizorii se face în funcție de presiunea critică (P_{cr}), cu relația propusă de *Levi;*

$$P_{cr} = \frac{3\ EI_x}{R^3} > P_D \quad [\text{MPa}] \qquad (5.76)$$

în care P_{cr} este presiunea critică, MPa; E — modulul de elasticitate al materialului, MPa; I_x — momentul de inerție, cm⁴; R — raza inelului, m.

Tabela XIX.69

Tensiunile de compresiune admise pentru cîteva tipuri de roci

Tipul rocilor	Tensiunile admise la compresiune [daN/cm²]
Roci compacte cu tărie ridicată	10—15
Gresii și calcare cu tărie medie	5—10
Argile și marne cu tărie medie	3— 5
Argile compacte	3

Tabelul XIX.70

Valoarea unghiurilor de frecare dintre beton și roci de tip argilos

Tipul rocii	Unghiul de frecare [grade]
Argilă uscată	22
Argilă umedă	11,5
Argilă nisipoasă uscată	26,5
Argilă nisipoasă umedă	17

Presiunea critică obținută se compară cu presiunea uniform distribuită (P_D), valoarea căreia trebuie să fie cel puțin de două ori mai mică față de cea critică.

5.5.6. SUSȚINEREA ÎN BETON CU COFRAJE GLISANTE

Principiul acestei tehnologii de susținere constă în transportul prin greutate proprie a betonului în spatele unui cofraj glisant, situat în imediata apropiere a frontului de lucru. Susținerea se realizează descendent, pe tronsoane scurte de 2,3—4,0 m, iar betonul este transportat pe verticală prin intermediul unor conducte metalice cu diametrul de 150—180 mm și grosimea pereților de 6—8 mm.

Sensul descendent de betonare elimină susținerea provizorie din inele metalice și, ca urmare, permite realizarea de economii la consumul de materiale și de muncă. Transportul prin greutate proprie a betonului pînă la nivelul cofrajului asigură mecanizarea integrală a

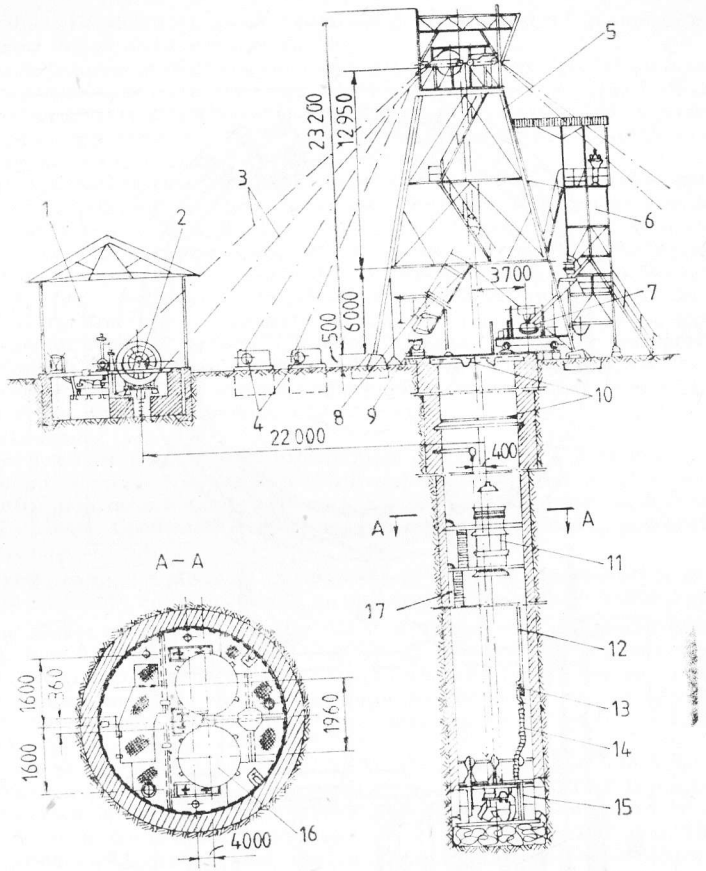


Fig. XIX.218. Instalație pentru executarea puțurilor:

1 — casa troliului de extracție; *2* — troliul de extracție; *3* — cabluri; *4* — trolii manuale; *5* — turn provizoriu de săpare; *6* — silozuri dozatoare pentru ciment, nisip și pietriș; *7* — betonieră; *8*—jgheab pentru deversarea rocii împușcate; *9* — vagonet sau bandă de transport; *10* — poduri fixe; *11* — pod mobil cu două platforme; *12* — conducta fixă pentru transportul betonului; *13* — amortizor; *14* — conductă flexibilă; *15* — cofraj glisant; *16* — orificii pentru trecerea chiblei; *17* — scară mobilă pentru accesul personalului în front.

procesului de susținere, cu implicații directe asupra creșterii vitezelor de execuție a puțurilor pînă la 70—100 m pe lună.

Complexul de utilaje pentru susținerea puțurilor în beton constă în subansamble montate la suprafață și în subteran. La suprafață sînt amplasate turnul puțului, instalația de extracție, utilajele pentru dozarea și prepararea betonului, ca și transportul acestuia în subteran (fig. XIX. 218). Subansamblele din subteran cuprind conducta fixă de beto-

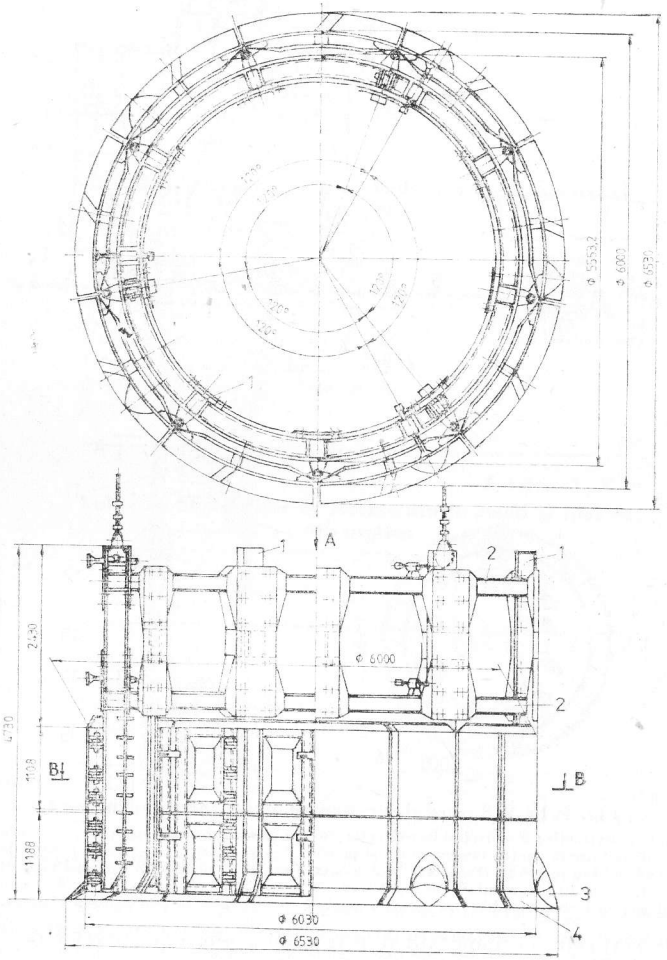


Fig. XIX.219. Construcția cofrajului glisant.

mare (*12*), conducta flexibilă (*14*), cofrajul glisant (*15*), podul mobil (*11*) și amortizorul (*13*) pentru reducerea vitezei de cădere a betonului.

Operația de betonare se desfășoară sub protejarea podului mobil(*11*) situat la cel mult 25 m deasupra frontului de lucru, prevăzut cu orificii pentru trecerea chiblei. De la acest pod pînă la frontul de lucru accesul personalului se asigură cu o scară mobilă cu pinten (*17*), sprijinită de peretele puțului. Pe podul menționat se mai montează și troliile la care se leagă graifărele pentru încărcarea rocii.

Betonul se prepară la gura puțului, într-o instalație care se compune din : două silozuri pentru nisip și pietriș (*6*) a căror capacitate corespunde betonării unui tronson de 2,3 m, una — două betoniere (*7*) de 250—450 l, două dozatoare, un elevator cu schip pentru agregate și o bandă pentru transportul cimentului cu clorură de calciu dizolvată.

Compoziția betonului folosit în susținerea puțurilor din țara noastră este următoarea: ciment P - 400 — 367 kg/m³; nisip 0—7 mm — 480 kg/m³; pietriș 7—30 mm — 0,730 m³/m³; clorură de calciu în proporție de 2% din greutatea cimentului, reprezintă 7,36 kg/m³; apă 0,250 m³/m³; apastop 7,36 kg/m³. Betonul preparat se transportă pînă la nivelul cofrajului glisant, printr-o conductă fixă (*12*) cu diametrul de 150 mm și un sistem de conducte flexibile (*14*) executate din pîlnii tronconice cu înălțimea de 0,5 m, asamblate între ele. Pentru diminuarea vitezei de curgere a betonului se prevede intercalarea amortizoarelor (*13*).

Deosebit de eficientă s-a dovedit automatizarea procesului de preparare a betonului. O astfel de soluție a permis creșterea capacității stației de preparare a betonului pînă la 30 m³/h. Pentru prepararea și transportul unei cantități de 50 m³ beton au fost necesare în acest caz 2—2,5 ore. Conductele metalice de betonare sînt fixate în puț, prin intermediul unor bride, pe moazele puțului.

Construcția cofrajelor glisante. Din punctul de vedere al construcției se deosebesc cofraje : cu uși rabatabile, cu secții glisante, cu scut de protecție, autocentrabile și pășitoare.

Cofrajul glisant cu uși rabatabile (fig. XIX. 219). Are cea mai mare răspîndire în țara noastră. Este format din 5—7 stîlpi verticali (*1*) legați între ei în partea superioară cu două inele de rigidizare (*2*). De fiecare stîlp sînt fixate cîte două uși metalice, executate din tablă de 8 mm, care se pot roti la un unghi de 60—70° înspre interiorul puțului. În situația cînd ușile sînt închise, cofrajul are forma unui cilindru cu diametrul exterior egal cu diametrul puțului în lumină.

Cînd ușile se deschid în interior (fig. XIX.220) diametrul cofrajului se micșorează cu 100—150mm, ceea ce îi permite desprinderea de beton și coborîrea lui la nivelul noului tronson ce urmează să fie betonat. Înălțimea cofrajelor din țara noastră este cuprinsă între 4300—4740 mm, din care înălțimea utilă de betonare este de 2300 mm. Diametrul interior în partea superioară este mai mic cu 30 mm față de partea inferioară, pentru deplasarea cît mai ușoară pe verticală.

Coborîrea cofrajului în frontul de lucru se efectuează cu ajutorul a două trolii cu capacitatea de 10 tone fiecare, montate la suprafață. În partea inferioară a cofrajului sînt sudate periferic șase pinteni (*3*) cu înălțimea de 740 mm, care formează, în betonul proaspăt turnat, niște tronconice pentru a asigura trecerea conductei flexibile de betonare în spatele cofrajului și turnarea betonului în tronsonul inferior. Tot la partea inferioară a cofrajului este prevăzut un cozoroc inelar (*4*) al cărui diametru este mai mare cu 500 mm față de diametrul de lucru al cofrajului. Pe cozorocul menționat se amenajează un pat de scîndură pentru a împiedica scurgerea betonului proaspăt turnat.

Tehnologia de betonare cu cofrajul glisant în minele din țara noastră. Betonarea puțurilor cu ajutorul cofrajelor glisante se efectuează pe tronsoane scurte de 2—5 m. În Valea Jiului înălțimea tronsonului betonat într-un ciclu este de 2,3 m și include următoarele

patru faze (fig. XIX. 221):

— În faza întîi, roca rezultată în urma împușcării găurilor este evacuată pe un tronson de 2,3 m. Ușile cofrajului se deschid și, cu ajutorul troliilor de la zi, se coboară în tronsonul pregătit, sprijinindu-se pe roca nivelată; după închiderea ușilor cofrajul se centrează, apoi se prelungește conducta flexibilă și se începe betonarea tronsonului pe înălțimea menționată (fig. XIX. 221, I).

— În faza a doua are loc priza sau întărirea betonului cofrat. În acest timp se coboară graifărele pentru a încărca roca rămasă în front pe o înălțime de 1,5 m (fig. XIX. 221, II).

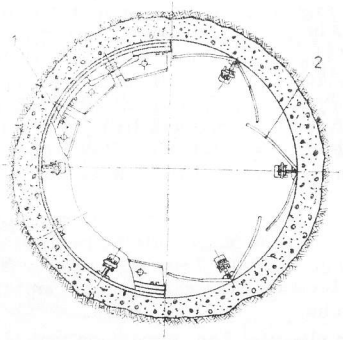


Fig. XIX.220. Modul de deschidere a ușilor pentru decofrare și coborîrea cofrajului:
1 — uși închise (betonare); *2* — uși deschise (decofrare).

— În faza a treia (fig. XIX.221, III) se include operația de perforare a găurilor; găurile perforate au lungimi de 2,5 m, în funcție de înălțimea activă a cofrajului; în timpul perforării găurilor, betonul cofrat continuă să se întărească. După împușcare, rezultă un nou tronson de 4 m umplut cu rocă pînă la nivelul cofrajului.

— În faza a patra se execută încărcarea rocii (fig. XIX. 221. IV) pe un tronson de 2,3 m, după care operațiile se reiau în aceeași succesiune (coborîrea și centrarea cofrajului, betonarea tronsonului ș.a.m.d.).

Pentru buna organizare a lucrărilor de susținere cu cofraj glisant trebuie să se cunoască rezistența la care se poate efectua decofrarea betonului. Cercetările experimentale au arătat că inelul de beton prosapăt turnat, care este supus acțiunii undelor detonante ale exploziei, poate fi decofrat dacă dispune de o rezistență de 10—15 daN/cm². În Valea Jiului rezistența betonului după 12 ore este de 50 daN/cm², cînd are loc decofrarea.

Experiența acumulată în Valea Jiului și Baia Mare a arătat că procesul de săpare cu cofraj glisant permite să se obțină indici tehnico-economici mult superiori celor obținuți cu susținerile în boltari. Cu tehnologia menționată, în Valea Jiului s-a realizat un record de 94,3 m/lună la executarea puțului principal cu schip Livezeni și 100 m la puțul principal de la I.M. Valea de Brazi.

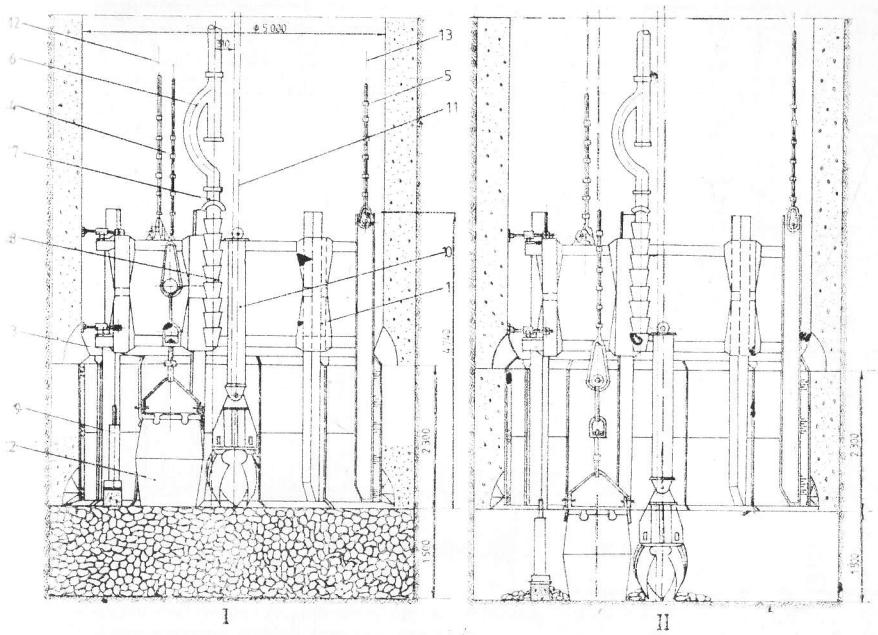


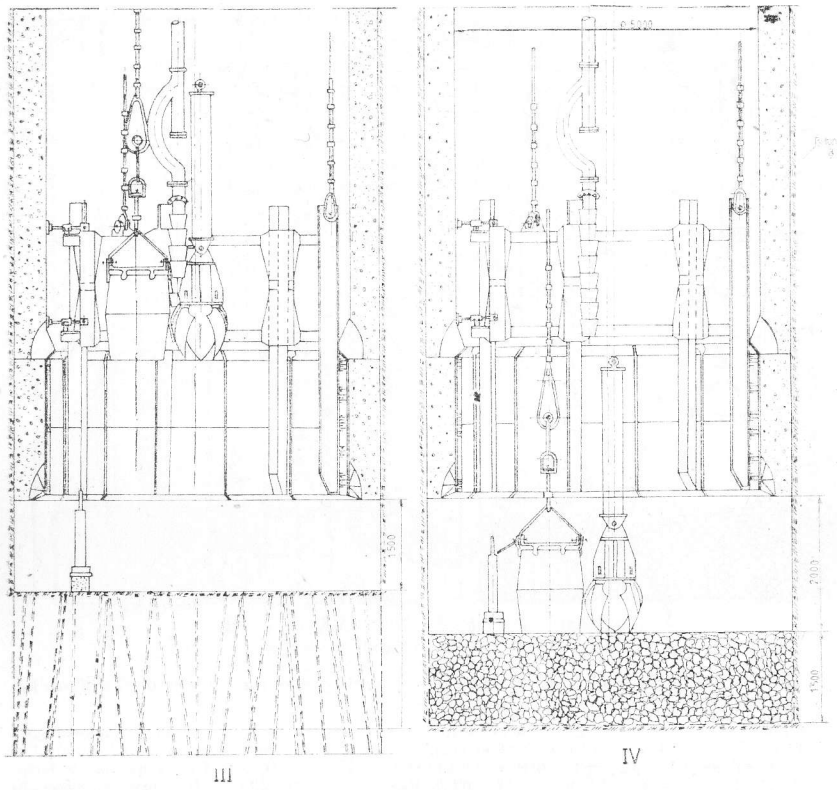
Fig. XIX.221. Fazele tehnologice la execuția susținerii puțurilor cu ajutorul cofrajelor glisante:
1 — cofraj metalic Φ — 5 m, *h* = 2,3 m; *2* — chibla, *Q* = 1,5 m³; *3* — carabină pentru sarcina utilă *Q* = 2800 daN; *4* — clemă pentru cablu; *5* — clemă pentru cablu Φ — 34; *6* — conductă pentru reducerea vitezei betonului; *7* — manșetă; *8* — conductă flexibilă; *9* — motopompă pneumatică APET—65; *10* — încărcător pneumatic inclusiv troliu de manevră; *11* — cablu MAT Φ13,6×19—160z/s, *Q*s — 10 300 daN; *12* — cablu construcție normală; *13* — cablu zincat Φ34, 6×37—160z/s, *Q*z — 71 400 daN.

În baza graficului de organizare (fig. XIX.222) s-a reușit realizarea unui ciclu în 16 ore, 1,5 cicluri pe zi cu o avansare de 3 m/zi respectiv 94,3 m/lună și o productivitate de 5,5 m³/post.

Dimensionarea susținerii din beton. Studiile asupra interacțiunii susținerii puțului cu masivul de rocă au arătat că, la suprafața de contact dintre susținere și rocă, se dezvoltă tensiuni radiale ($\sigma_r = p$) și tangențiale (q) care formează sarcini neuniforme asupra susținerii. Distribuția sarcinilor pe conturul puțului în plan orizontal este reprezentată în fig. XIX.223. Pentru dimensionarea susținerii din beton trebuie cunoscute: presiunea minieră maximă, rezistența betonului, tensiunile admise în beton și raza interioară a puțului.

Presiunea minieră maximă se recomandă să fie calculată cu relația (5.63) dată la capitolul 5.5.2 privind „Interacțiunea rocă—susținere".

În urma solicitărilor cauzate de manifestarea presiunilor, p și q în susținerea puțului, se dezvoltă un cîmp de tensiuni neuniforme dintre care cele mai periculoase sînt tensiunile



III IV

Fig. XIX 221 (continuare)

tangențiale normale (σ_θ). Aceste tensiuni acționează pe conturul interior al susținerii, provocînd deformarea sau distrugerea acesteia. Pentru calculul lui σ_θ se propune expresia:

$$\sigma_\theta = \frac{2\ C^2}{C^2 - 1} \cdot p_{max} \cdot \cos 2\ \theta \qquad [\text{MPa}] \qquad (5.77)$$

în care: $C = \frac{R_1}{R_0}$; R_1 și R_0 fiind raza exterioară și respectiv raza interioară a susținerii; m.

Tensiunile maxime de compresiune sînt întîlnite în punctul A, atunci cînd $\theta = 0$ (fig. XIX 223). Condiția de stabilitate a susținerii în funcție de tensiunile de com-

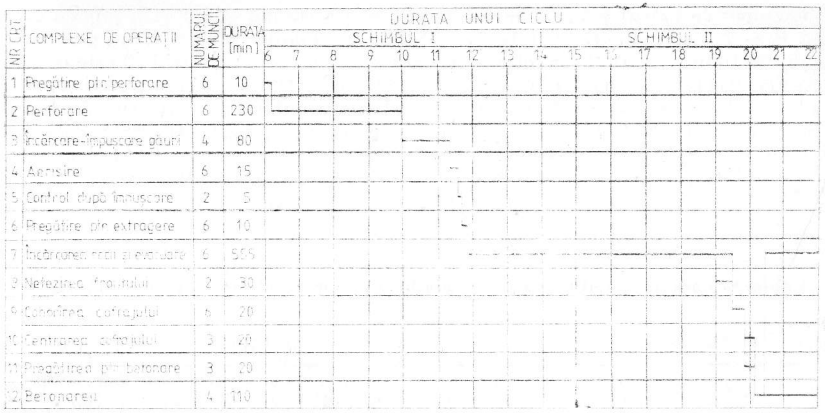


Fig. XIX.222. Graficul de organizare pentru execuția puțului principal Livezeni.

presiune este dată de expresia:

$$\sigma_{\theta_{max}} = \frac{2\ C^2}{C^2 - 1} \cdot p_{max} \cdot \cos 2\theta < R_c \qquad (5.78)$$

în care R_c este rezistența la compresiune a betoanelor (tabelul XIX. 71).

Grosimea susținerii se apreciază că este judicios aleasă dacă probabilitatea distrugerii ei nu depășește 2—5%. Această condiție are în vedere siguranța în funcționare a susținerii și economicitatea ei.

Prin siguranța în funcționare se înțelege calitatea susținerii de a-și păstra portanța și de a asigura condiții normale de exploatare a puțului pe toată durata de serviciu. În etapa actuală, pentru asigurarea siguranței susținerii se recomandă includerea în relațiile de calcul a unor coeficienți, care au în vedere omogenitatea materialului de construcție, suprasolicitările, condiția de lucru a susținerii etc.

În acest sens, pentru dimensionarea susținerii este propusă formula:

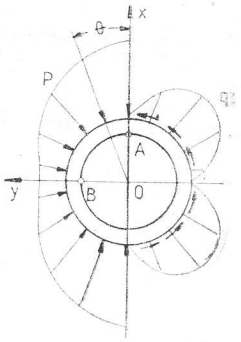


Fig. XIX.223. Solicitările tangențiale (q) și radiale (p) la susținerea puțului.

$$d = m_s \cdot R_0 \left(\sqrt{\frac{m_b \cdot R_c}{m_b \cdot R_c - m \cdot p\sqrt{3}}} - 1 \right) \quad [\text{m}] \qquad (5.79)$$

în care: R_c este rezistența la compresiune a betonului, daN/cm^2; m_s — condiția de lucru a susținerii, egală cu 1,25; m_b — coeficient de omogenitate a betonului, egal cu 0,45 —0,50; m — coeficient care ține seama de suprasolicitarea susținerii și neuniformitatea manifestării presiunii, egal cu 1,3; p — presiunea minieră maximă.

Exemplu de calcul pentru dimensionarea susținerii din beton. Un puț cu raza în lumină $R_0 = 2{,}5$ m este susținut în beton. Tehnologia folosită este cu cofraj glisant. Distanța dintre frontul de lucru și cofrajul glisant unde se toarnă betonul (l) este de 2,5 m; λ — coeficientul împingerii laterale este egal cu 0,33; $H = 600$ m; roca este gresie compactă cu $\sigma_c = 6$ MPa = 60 daN/cm²; $f = 6$; $\gamma = 2{,}5 \cdot 10^{-2}$ MN/m³; G_R (modul de forfecare pentru rocă) = 11450 MPa și pentru susținere, $G_s = 1{,}25 \cdot 10^4$ MPA; $\mu_s = 0{,}30$; $\mu_R = 0{,}25$; $\alpha_1 = 0{,}3$; unghiul $\theta = 30°$; $A_s = 7$; $\alpha^* = 0{,}76$; $m_s = 1{,}25$; $m_b = 0{,}50$; $R_c = 13{,}5$ MPa (135 daN/cm²), corespunzînd mărcii betonului B — 300 din tabelul XIX. 71.

Tabelul XIX.71

Valoarea caracteristicilor mecanice ale betoanelor de diferite mărci [daN/cm²]

Specificație	B 200	B 250	B 300	B 350	B 400	B 450	B 500
Rezistența la compresiune, R_C	90	110	135	155	175	195	215
Rezistența la tracțiune, R_T	7,5	8,8	10	11	12	12,8	13,5
Modulul de elasticitate, $E \cdot 10^{-3}$	240	265	290	310	330	345	360

Folosind expresia (5.63) se obține presiunea minieră, $p = 0{,}54$ MPa (54 tf/m²). Înlocuind valorile parametrilor în formula (5.79) se obține grosimea susținerii;

$$d_\theta = 1{,}25 \cdot 2{,}5\left(\sqrt{\frac{0{,}50 \cdot 13{,}5}{0{,}50 \cdot 13{,}5 - 1{,}3 \cdot 0{,}54 \cdot 1{,}73}} - 1\right)$$

$$d_\theta = 0{,}32 \text{ m}$$

Pentru verificarea stabilității susținerii se folosește expresia (5.78). Se calculează tensiunea maximă, $\sigma_{\theta_{max}}$:

$$\sigma_{\theta_{max}} = \frac{2\,C^2}{C^2 - 1} p_{max} \cdot \cos 2\theta$$

$$C = \frac{R_1}{R_\theta} = \frac{2{,}82}{2{,}50} = 1{,}12; \qquad C^2 = 1{,}25.$$

Tensiunile maxime sînt în punctul A. Pentru $\theta = 0$, $\cos = 1$.
În consecință :

$$\sigma_{\theta_{max}} = \frac{2 \cdot 1{,}25}{0{,}25} \cdot 1{,}08 = 10{,}8 \text{ MPa}$$

Întrucît betonul B — 300 dispune de o rezistență la compresiune $R_c = 13{,}5$ MPa, condiția de stabilitate a susținerii cu grosimea de 0,32 m este satisfăcută ($\sigma_{\theta_{max}} < R_c$).

Capacitatea portantă a susținerii se determină cu expresia :

$$P_s = R_c \frac{C^2 - 1}{2\,C^2} \quad \text{[MPa]} \tag{5.80}$$

Pentru $R_c = 13{,}5$ MPa; $C^2 = 1{,}25$:

$$P_s = 13{,}5 \frac{0{,}25}{2{,}50} = 1{,}35 \text{ MPa } (135 \text{ tf/m}^2)$$

5.5.7. SUSȚINEREA ÎN TORCRET

În afară de acțiunea de consolidare, torcretul prezintă o caracteristică foarte importantă și anume posibilitatea de a se executa cu grosimi variabile — de la cîțiva centimetri pînă la grosimi de 10—15 cm, în calitate de susținere provizorie sau definitivă. Domeniul de aplicare al susținerii din torcret se stabilește în funcție de rezistența rocilor și caracteristicilor lor de deformare. Această susținere nu poate fi recomandată pentru cazul cînd afluența apelor este mai mare de 8 m³/h și cînd puțul se găsește sub influența lucrărilor de abataj. Susținerea în torcret nu este recomandată, de asemenea, pentru cazurile cînd puțul străbate roci afînate, grohotișuri, roci foarte fisurate ,cu rezistențe scăzute și conținut ridicat de apă, roci plastice cu tendință de umflare și în cazurile cînd puțul se execută prin congelare.

Țările care au folosit pe scară largă susținerea în torcret în construcția puțurilor relatează reduceri însemnate la costul de execuție. Astfel în tabelul XIX. 72 sînt redate costurile a 1 m² de susținere în beton monolit cu gtosimea de 250—300 mm și susținerea în torcret cu grosimea de 130—150 mm.

Tabelul XIX.72

Costuri comparative între susținerea în torcret și beton turnat

Tipul susținerii	Grosimea susținerii [mm]	Costul 1 m² de susținere [lei/m²]	Reducerea costului	
			lei	%
Beton monolit	250	88,50	—	—
Susținere în torcret	130	58,50	30	(34)
Beton monolit	300	100,6	—	—
Susținere în torcret	150	66,50	34,10	(33,6)

În tabelul XIX.73 este prezentată variația rezistenței torcretului în funcție de natura pietrișului și modul cum este dozată compoziția ciment : nisip : pietriș.

Tehnologii de susținere în torcret. Pentru susținerea în torcret a puțurilor sînt cunoscute două variante tehnologice, în funcție de locul de amplasare a mașinilor de torcretat și modul cum se realizează transportul amestecului de ciment pînă în frontul de lucru. Potrivit acestor criterii, mașinile de torcretat pot fi amplasate la suprafață sau în frontul de lucru.

n situația amplasării mașinilor la suprafață, amestecul de ciment este transportat ...ină mașină spre frontul de lucru prin intermediul unor conducte metalice la care se cuplează ...uza de refulare.

A doua variantă prevede instalarea mașinii de torcretat în puț, iar alimentarea ei cu amestecul de ciment se efectuează prin intermediul conductelor metalice.

Tabelul XIX.73

Rezistența torcretului la compresiune în funcție de dozajul ciment : nisip : pietriș

Natura pietrișului	Rezistența torcretului la compresiune [daN/cm²] în funcție de componența amestecului ciment, nisip, pietriș (C : N : P)			
	1 : 3 : 1	1 : 2 : 1	1 : 3 : 2	1 : 2 : 2
Piatră concasată	238	246	226	230
Pietriș de râu	208	213	182	184

Prima variantă tehnologică, cu amplasarea mașinii de torcretat la suprafață (fig. XIX. 224) s-a experimentat la săparea unui puț în gresii și marne argiloase. Organizarea proceselor de săpare și de susținere pentru avansarea frontului de lucru cu 2,1 m în 36 de ore este prezentată în fig. XIX. 225. Umectarea amestecului s-a efectuat în duza *1* (fig. XIX. 226), cu ajutorul apei acumulată în recipientul *4* și condusă în front prin furtunul *5*, cu diametrul de 25 mm.

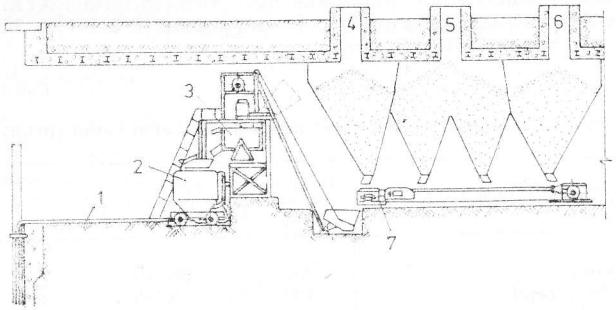


Fig. XIX.224. Tehnologia de susținere cu amplasarea mașinii de torcretat la suprafață :

1 — conducta de betonare ; *2* — mașina de torcretat ; *3* — betonieră ; *4, 5, 6* — guri de alimentare pentru ciment, pietriș și nisip ; *7* — transportor.

Tehnologia de torcretare cu amplasarea utilajelor în front a fost experimentată la săparea unui put cu diametrul util de 4,5 m, în sienite alterate. În proiectul de execuție s-a prevăzut amplasarea mașinii de torcretat pe platforma inferioară a podului de lucru (fig. XIX. 227).

În decursul unui schimb s-a realizat susținerea puțului pe un tronson de 3 m, cu succesiunea operațiilor redate în graficul de organizare din fig. XIX. 228.

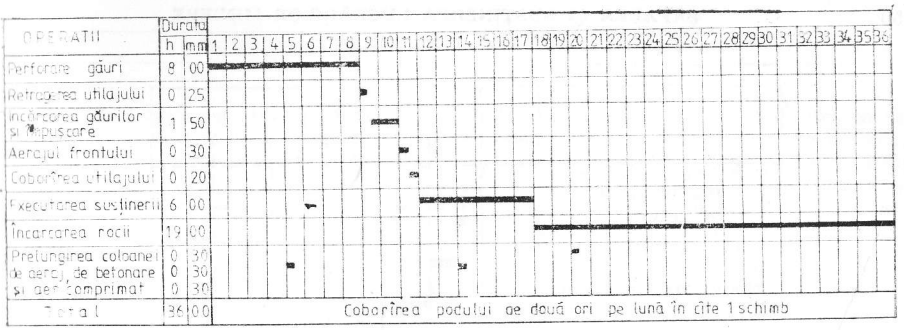


Fig. XIX.225. Organizarea proceselor de săpare și susținere în torcret a puțurilor.

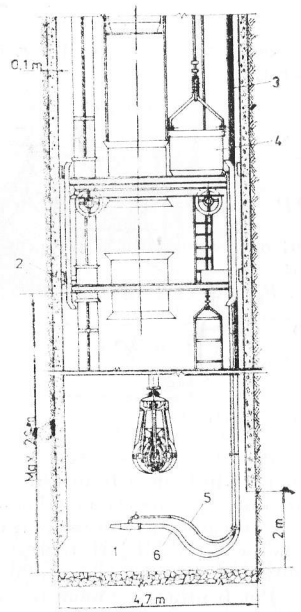


Fig. XIX.226. Tehnologia de susținere în varianta amplasării mașinii de torcretat la suprafață :

1 — duză ; *2* — pod mobil de lucru ; *3* — conductă de betonare ; *4* — recipient pentru apă ; *5* — furtun pentru apă ; *6* — furtun pentru amestecul uscat.

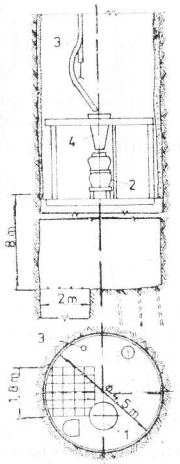


Fig. XIX.227. Tehnologia susținerii în torcret cu amplasarea utilajelor în frontul de lucru :

1 — orificiu pentru trecerea chiblei ; *2* — mașina de torcretat ; *3* — conductă pentru transportul amestecului ; *4* — pîlnie de alimentare.

OPERAŢII	Timp [min]	ORE 1	2	3	4	5	6
Încărcarea maşinii cu material şi pregătirea acceleratorului	30						
Coborîrea personalului în front	10						
Controlul maşinii de torcretat	20						
Coborîrea podului şi a conductelor de betonare	60						
Curăţirea pereţilor puţului	60						
TORCRETARE	150						
Curăţirea conductelor şi a maşinii	30						

Fig. XIX.228. Graficul de organizare pentru susţinerea în torcret.

Dimensionarea susţinerii în torcret. Pentru determinarea grosimii stratului de torcret este indicată relaţia lui *Lamé*;

$$d = R_0 \left(\sqrt{\frac{\sigma_t}{\sigma_t - 2p}} - 1 \right) \text{ [cm]} \qquad (5.81)$$

în care: R_0 este raza în lumină a puţului, m; σ_t — rezistenţa la compresiune a betonului torcretat, MPa; p — presiunea rocilor, MPa;

Exemplu de calcul. Se dau parametrii: $R_0 = 2{,}5$ m; $\sigma_t = 20$ MPa; $p = 0{,}54$ MPa.

$$d = 2{,}5 \left(\sqrt{\frac{20}{20 - 108}} - 1 \right) = 0{,}07 \text{ m}.$$

5.5.8. SUSŢINEREA ÎN CUVELAJE (TUBINGURI)

Această susţinere se execută din panouri de beton sau fontă şi se foloseşte la puţurile care traversează formaţiuni acvifere. De aici şi tendinţa de a fi încadrată în grupa susţinerilor speciale. În prezent sînt utilizate rar, datorită procesului tehnologic complicat. În continuare vor fi descrise succint susţinerile în tubinguri din panouri de beton.

Din punct de vedere constructiv, susţinerile din tubinguri reprezintă un cilindru constituit din 7—11 segmente, care pot fi montate în sens descendent, fără să fie necesară susţinerea provizorie, sau în sens ascendent. Pot fi utilizate numai în cadrul schemelor concomitente şi paralele de săpare a puţurilor. Tehnologia de susţinere include următoarele faze principale.

Segmentele de tubinguri sînt coborîte în puţ cu ajutorul cablurilor instalaţiei de extracţie prevăzute cu o scoabă de construcţie adecvată. Fiecare segment este suspendat de tubingurile fixate în prealabil prin intermediul buloanelor. După ce s-a format un cilindru de 9—12 m, se aşază un rînd de tuninguri prevăzute cu ferestre de betonare (*1*) urmate de un rînd de tubinguri de rezistenţă (*2*) prevăzute cu palete (fig. XIX, 229) pentru formarea aşa-numitului *picior de sprijin*. Prin ferestrele tubingurilor (*1*), se betonează spaţiul aferent piciorului de sprijin, iar spaţiul rămas liber între coloana de tubinguri şi rocile înconjurătoare se umple cu o soluţie de ciment şi nisip, avînd compoziţia

1:6; 1:8. Soluţia este transportată prin conducte cu diametrul de 75—100 mm, iar refularea ei în spaţiul liber se efectuează prin ferestrele unor tubinguri din extremitatea superioară a tronsonului (fig. XIX. 230). Umplerea spaţiului cu soluţie de ciment-nisip asigură aderenţa coloanei cu rocile înconjurătoare. Pentru a evita prăbuşirea coloanei de tubinguri sub influenţa greutăţii proprii şi a efectului seismic provocat de explozia încărcăturilor, înălţimea tronsonului care trebuie umplut cu soluţia menţionată nu trebuie

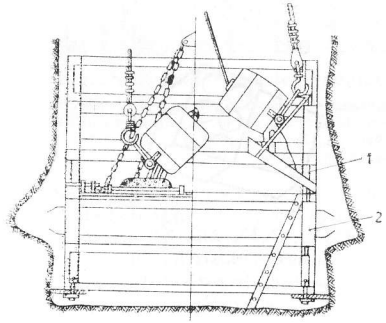


Fig. XIX.229. Montarea tubingurilor de rezistenţă.

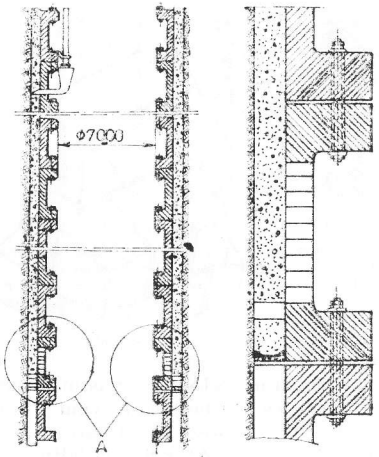


Fig. XIX.230. Tehnologia de umplere a spaţiului dintre tubinguri şi pereţii puţului.

să depăşească 9—12 m. Înainte de refularea soluţiei, rosturile verticale şi orizontale rămase între tubinguri trebuie ermetizate cu garnituri constituite din foi de plumb. Dezavantajele susţinerilor din tubinguri sînt:

— costul mult mai ridicat faţă de celelalte tipuri de susţinere;
— procesul tehnologic de execuţie este complicat; în componenţa lui intră ermetizarea rosturilor şi umplerea spaţiului dintre coloana de tubinguri şi rocile înconjurătoare;
— necesitatea ca din 9—12 m să se execute picioare de sprijin pentru a fi asigurată stabilitatea susţinerii;
— executarea greoaie a picioarelor de sprijin;
— operaţia de amenajare mult mai dificilă;
— rezistenţa aerodinamică mult mai ridicată.

Faţă de cele arătate, tubingurile şi-au găsit aplicare în mineritul din străinătate numai pentru cazurile cînd puţul străbate roci instabile şi cînd afluenţa de apă are un debit mai mare de 25 m³/h.

5.5.9. SUSȚINEREA ELASTICĂ

Sînt recomandate condițiilor geominiere grele constituite din roci puternic tectonizate, roci cu pronunțate caracteristici de deformare sau condițiilor cînd puțurile suportă influența abatajelor. Aceste susțineri, prin particularitățile lor constructive, au calitatea de a prelua o parte din tensiunile care acționează pe conturul puțului, de a atenua deplasarea rocilor la valori periculoase și de a proteja astfel stabilitatea și siguranța întregii construcții. În consecință, susținerile menționate încorporează elemente compresibile așezate în concordanță cu direcția de manifestare a solicitărilor. Un prototip clasic de susținere elastică este prezentată în fig. XIX.231.

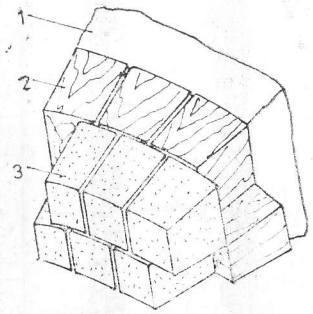


Fig. XIX.231. Susținere elastică cu bolțari de lemn și zgură:
1 — zgură; *2* — bolțari din lemn; *3* — bolțari din beton.

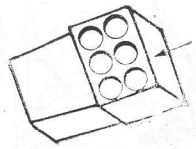


Fig. XIX.232. Susținere elastică cu bolțari de rezistență scăzută.

Susținerea este constituită din două rînduri de bolțari, din care rîndul interior cu rol de portanță, iar cel exterior executat din lemn, — cu rol compresibil. Pentru a spori gradul de elasticitate, monografiile experimentate în Valea Jiului au prevăzut și un strat de zgură cu grosimea de 400—500 mm.

În străinătate, elasticitatea susținerilor este realizată cu ajutorul bolțarilor prevăzuți cu goluri, care formează stratul compresibil exterior (fig. XIX.232). Rezistența bolțarilor cu goluri, de obicei, este aproximativ cu 50% mai redusă față de rezistența bolțarilor de rezistență. Sub influența solicitărilor, bolțarii se sfărîmă formînd la contactul cu rocile înconjurătoare un ecran compresibil care protejează bolțarii de rezistență. În consecință, intercalațiile compresibile asigură limitarea procesului de distrugere a susținerilor de bază și exploatarea normală a puțului.

5.5.10. SUSȚINEREA COMBINATĂ

Este indicată lucrărilor miniere verticale executate în condiții hidrogeologice dificile, constituite din nisipuri acvifere și roci curgătoare, care dezvoltă presiuni ridicate sau roci intens fisurate prin care se infiltrează mari cantități de apă. Susținerile combinate reprezintă asocierea unui număr de două sau trei tipuri de susțineri obișnuite care conlucrează între ele sub influența presiunii miniere, valorificînd astfel, la maximum, calitățile materialelor din care sînt constituite.

În funcție de materialele și elementele componente se cunosc următoarele tipuri de susțineri combinate:

— tubinguri de fontă sau oțel asociate cu beton (fig. XIX.233, *a*);

— elemente cilindrice de oțel asociate cu beton sau soluții de ciment pentru umplerea aspațiilor inelare (fig. XIX.233, *b*);

— elemente cilindrice din oțel sau tubinguri asociate cu umplutură de bitum și beton (fig. XIX.233, *c*).

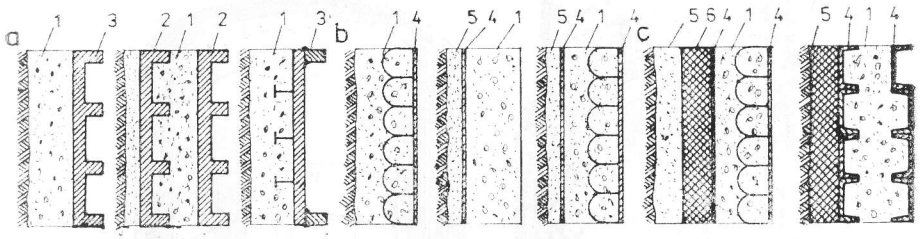


Fig. XIX.233. Procedee tehnice pentru executarea susținerilor combinate:
a — susțineri din tubinguri de fontă sau oțel asociate cu umplutură de beton; *b* — susțineri din elemente cilindrice de oțel asociate cu umplutură de beton sau ciment; *c* — susțineri din coloane cilindrice de oțel cu umplutură din bitum și beton; *1* — beton; *2* — tubing din fontă; *3* — tubing din oțel; *4* — inveliș din cilindri de oțel; *5* — umplutură de soluție de ciment; *6* — umplutură din bitum

Susținerea combinată din tubinguri de fontă sau oțel și beton constă dintr-o coloană de tubinguri, iar în calitate de umplutură a spațiului inelar cu rocile înconjurătoare se folosește betonul (fig. XIX.234). Este recomandată puțurilor executate prin congelarea rocilor. Tehnologia de execuție prevede ca în prima etapă, la contactul cu rocile înconjurătoare, să se execute susținerea din beton cu grosimea de 400—600 mm, în calitate de susținere provizorie, iar în etapa doua, montarea tubingurilor în sens ascendent, de la nivelul unui picior de sprijin.

Susținerea combinată din cilindri de oțel și beton (fig. XIX.233, *b*). Dispune de portanță ridicată și poate fi executată sub formă ermetizată, prin sudarea plăcilor metalice între ele.

În etapa actuală este utilizată în puțurile executate prin forare, atît în țara noastră, cît și în străinătate. Susținerea constă din cilindri metalici cu înălțimea de 4—5 m, cu grosimea de 20—50 mm sudați între ei. Spațiul inelar cu rocile înconjurătoare se umple cu soluții de ciment sau beton. În țara noastră se folosește pe scară largă soluție de ciment care se pregătește la suprafață și se transportă în puț prin țevi de cimentare. La puțurile G 210 și G 220 de la Borod, cu adîncimea de 392 m, operațiile de manevrare a cilindrilor de oțel, coborîrea lor, sudarea, verificarea sudurii, montarea țevilor de cimentare, măsurători topo etc s-au executat în 47 zile, reprezentînd 2,9 ore/m.

Pregătirea operației de cimentare, pomparea pastei de ciment, transportul prin țevile de cimentare, retragerea acestora, priză ciment, verificări etc. au însumat 42 de zile, cu o medie de 2,55 m/h. Compoziția soluției de ciment cuprinde: ciment portland marca P—350—625 kg/m³; nisip 1 560 kg/m³; apă 300 l/m³.

În minele din străinătate, puțurile executate în condiții hidrogeologice dificile folosesc susțineri combinate constituite din două coloane metalice asociate cu beton

şi un strat impermeabil de bitum (fig. XIX.235). Grosimea stratului de beton înregistrează valori de 350—600 mm, iar a celui de bitum de 250—300 mm. În situaţiile cînd puţul se execută prin congelare, compoziţia betonului se alege astfel, încît după patru zile, rezistenţa lui să dispună de 300—350 daN/cm^2. Productivitatea muncii la executarea unei astfel de susţineri este de 1,66—2,16 m/24 h.

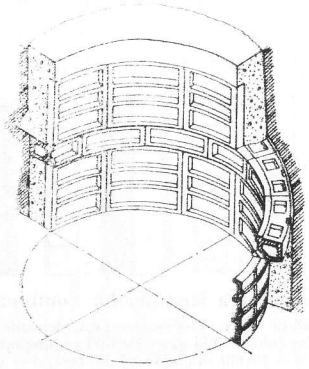


Fig. XIX.234. Susţinere din tubinguri metalice combinată cu beton.

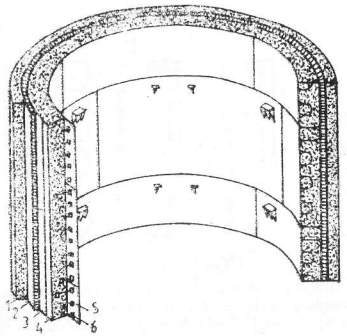


Fig. XIX.235. Susţinere combinată din cilindrii de oţel şi beton :

1 — ecran de beton exterior; *2* — umplutură de bitum; *3* — plăci exterioare din oţel; *4* — beton; *5* — plăci exterioare din oţel; *6* — scoabe metalice.

Recent la săparea unui puţ prin congelare în R.F.G. s-a experimentat o susţinere combinată constituită dintr-un rînd de bolţari în calitate de susţinere exterioară, un strat de bitum, un ecran din oţel şi un strat din beton armat care a format aşa numita *susţinere interioară* (fig. XIX.236). În aceleaşi condiţii s-a experimentat o nouă susţinere combinată constituită din două rînduri de bolţari şi două coloane metalice (fig. XIX. 237).

În general, grosimea totală a susţinerii combinate poate înregistra valori de 700 mm şi poate chiar mai mult. Costul unor astfel de susţineri este foarte ridicat şi pe aceste considerente folosirea lor trebuie făcută cu mult discernămînt, pe baza unei temeinice analize economice.

5.5.11. APRECIEREA TEHNICĂ ŞI ECONOMICĂ A DIFERITELOR TIPURI DE SUSŢINERE LA EXECUTAREA PUŢURILOR

Aprecierea diferitelor tipuri de susţinere se recomandă să fie fundamentată pe criteriile consumului de muncă şi materiale, gradului de mecanizare a operaţiilor de susţinere, costului şi asigurării stabilităţii puţului pe întreaga durată de serviciu, fără să necesite lucrări de întreţinere.

Pentru determinarea consumului specific de muncă în condiţiile utilizării susţinerii din beton, se recomandă expresia:

$$C_s = \frac{N_p}{V_B} \quad [\text{post/m}^3] \tag{5.82}$$

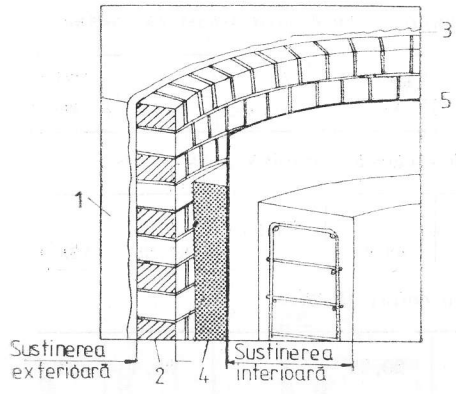


Fig. XIX.236. Susţinere combinată dintr-un rînd de bolţari, bitum, cilindri metalici şi beton armat :

1 — rocă înconjurătoare; *2* — bolţari cu intercalaţii din lemn; *3* — umplutură din mortar; *4* — bitum; *5* — placă de oţel.

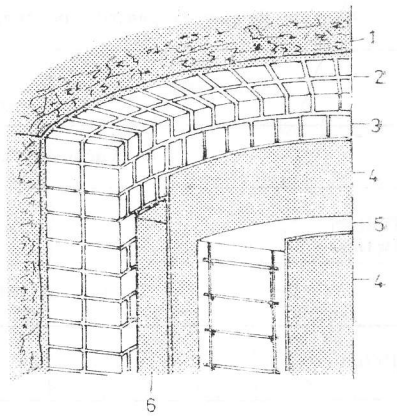


Fig. XIX.237. Susţinere combinată cu două rînduri de bolţari, cilindrii metalici şi bitum :

1 — rocă înconjurătoare; *2* — garnitură de etanşare; *3* — bolţari; *4* — plăci metalice; *5* — beton armat; *6* — bitum.

în care: N_p este numărul de posturi pentru susţinerea 1 m de puţ; V_B — volumul de beton pentru susţinerea 1 m de puţ, m^3. Din analiza expresiei rezultă că în varianta clasică de betonare se obţin 1,148 posturi pe 1 m^3, în timp ce la varianta cu cofraj glisant 0,4 posturi pe 1 m^3 de susţinere. Situaţii similare sînt ilustrate şi de datele consumurilor de muncă cuprinse în tabelele XIX.74 şi XIX.75.

Consumul de muncă la susţinerea în bolţari şi beton turnat cu cofraj fix este de 2—2,5 ori mai mare faţă de susţinerea în beton cu cofraj glisant. Explicaţia este dată de executarea manuală a montării şi demontării susţinerilor provizorii din inele metalice, executarea manuală a cofrajelor fixe, aşezarea manuală a bolţarilor etc. Un grad mai ridicat de mecanizare al susţinerii se realizează în cadrul tehnologiei cu cofraj glisant şi transportul betonului pe conducte, ca şi în cazul susţinerii puţurilor în torcret.

Apreciind diferitele tipuri de susţinere prin prisma gradului de mecanizare a tehnologiei de lucru, se pot face următoarele constatări: — pentru toate tipurile de susţinere, ponderea muncii manuale se menţine încă la valori ridicate; — un grad de mecanizare mai ridicat se realizează în cazul betonării puţului cu cofraj glisant şi transportul betonului pe conducte, ca şi în cazul susţinerii în torcret.

Costul susţinerii, care constituie un parametru foarte important, reprezintă în medie 37,3% din costul total al puţului pentru betonul monolit cu cofraj glisant şi 48,7% pentru susţinerea în bolţari. Ponderea mai redusă a costului susţinerii în beton

cu cofraj glisant se explică prin nivelul de mecanizare mai ridicat a operațiilor tehnologice față de susținerea în bolțari. În consecință, din punct de vedere economic, susținerea în beton cu utilizarea cofrajelor glisante poate fi apreciată ca varianta cu cel mai înalt grad de eficiență.

Tabelul XIX.74

Consum de muncă pentru construcția puțurilor cu diferite tipuri de susținere

Tipul susținerii	Consumul de muncă [om. h/m] pentru următoarele diametre				
	PZ—4	PB—4	PZ—5	PB—5	PB—6
A. Varianta clasică—schema succesivă					
Bolțari	61,05	—	83,95	—	—
Beton	—	63,45	—	87,35	125,97
B. Varianta cu cofraj glisant					
Beton	—	20,24	—	30,4	51,84

Tabelul XIX.75

Posturi normate la betonarea puțurilor

Schema		Diametrul puțului [m]		
		4	5	6
Volum beton [m³/m]	Clasică	6,9	9,5	13,7
	Cofraj glisant	6,9	9,5	13,7
Număr posturi pentru 1 m de puț	Clasică	7,93	10,5	18,51
	Cofraj glisant	2,76	3,80	6,49

5.6. AMENAJAREA PUȚURILOR

Prin lucrări de amenajare a puțurilor se înțelege totalitatea operațiilor care se execută pentru împărțirea secțiunii puțului în compartimente care asigură dirijarea transportului pe verticală a vaselor de extracție (chible, colivii sau schipuri), circulația personalului, fixarea conductelor pentru aer comprimat, a țevilor pentru apă, rambleu, a cablurilor electrice de forță, iluminat, semnalizare, telefonie, telegrizumetrie etc.

Aceste lucrări de amenajare pot avea caracter provizoriu (atunci cînd servesc numai la operațiile de adîncire a puțului) sau caracter definitiv, atunci cînd servesc scopului final pentru care s-a construit puțul.

Pentru compartimentarea secțiunii libere a puțurilor se folosesc grinzi din oțel profilat, numite *moaze*. Capetele acestor moaze se fixează în pilugile din susținerea puțului, prin cimentare sau pe suporturi speciale fixate în beton. Adîncimea pilugilor va fi de cel mult 2/3 din grosimea peretelui de beton sau de zid, pentru a nu da posibilitate apelor să se scurgă în secțiunea liberă a puțului. Poziția moazelor trebuie controlată cu firul de plumb și nivela cu apă.

Ghidajele constituie elementele pentru dirijarea pe verticală a vaselor de extracție. Construcția acestora poate fi rigidă sau elastică. Ghidajele elastice sînt executate din cabluri de oțel fixate în turnul de extracție și de o ramă metalică fixată în jompul puțului. Asemenea ghidaje se folosesc, de regulă, în faza de săpare și betonare a puțurilor cu cofraj mobil.

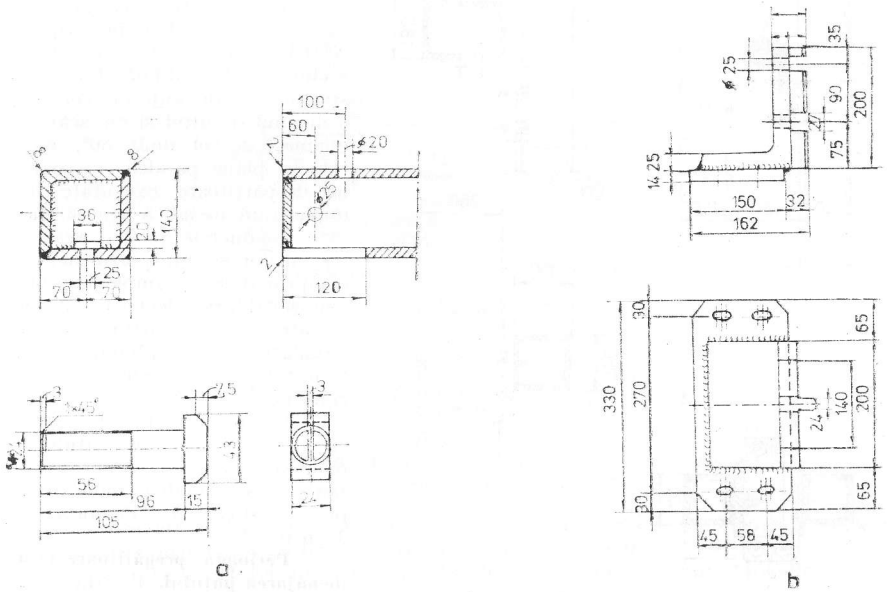


Fig. XIX.238. Elemente pentru îmbinare dintre ghidaje și moaze:
a — șurub cu cap ciocan; *b* — papuc pentru fixare.

Ghidajele rigide sînt executate din lemn sau metal. Ghidajele din lemn cu dimensiunile de 120 × 150 × 6 000 sînt extinse la puțurile PB 3,1; PZ 3,1 și PB 4,0; PZ 4,0, iar cele cu dimensiunile de 150 × 150 × 6 000 la puțurile PB 5,0; PZ 5,0, puțuri ce au ca vase de extracție colivii. Față de colivii, ghidajele pot ocupa o poziție frontală sau laterală.

Îmbinarea dintre ghidaje și moaze, ca și îmbinările dintre ghidaje, se realizează cu ajutorul șuruburilor cu cap pătrat îngropat (fig. XIX.238). Îmbinarea ghidajelor

în intervalul dintre două moaze se consolidează cu plăci metalice. Ghidajele execute din profile metalice închise cu dimensiunile de 140 × 140 × 6 000 se utilizează la puţurile PB 5,0; PZ 5,0, echipate cu 2 schipuri de 8—10 t, iar cele cu dimensiunile de 150 × 150 × 9 000 la puţurile PB 6,0 echipate cu 4 schipuri de 12—14 t. Sistemul de îmbinare între ghidajele metalice cu profile închise şi moaze sînt prezentate în fig. XIX.239.

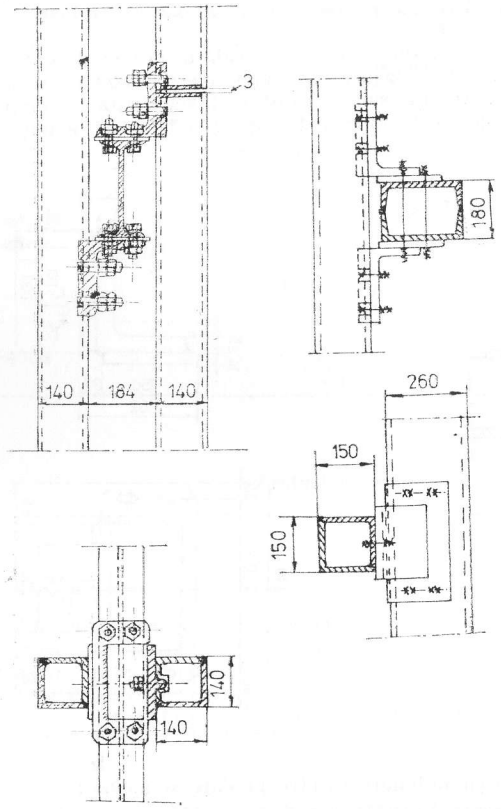


Fig. XIX.239. Sisteme de îmbinare între ghidaje metalice şi moaze.

Creşterea capacităţii de extracţie şi eliminarea vibraţiilor în timpul transportului a fost realizată prin înlocuirea saboţilor de ghidare cu un sistem mai modern şi mai eficient, constituit din role de ghidare.

Amenajarea compartimentului pentru circulaţia personalului are în vedere prescripţiile NDPM—AM privind construcţia podurilor de odihnă din tablă striată, la distanţe de cel mult 6 m unul de altul şi cu scări cu înclinare de cel mult 80°, montate în plane paralele, cu panouri despărţitoare executate din împletitură metalică din sîrmă.

Conductele pentru evacuarea apelor şi transportul aerului comprimat şi a rambleului precum şi cablurile electrice sînt amplasate în compartimentul de circulaţie a personalului, în conformitate cu prevederile proiectului de execuţie.

Fixarea conductelor şi a cablurilor în pereţii puţului se realizează cu ajutorul unor bride sau scoabe metalice montate în plan vertical, la distanţă de 3—6 m.

Perioada pregătitoare la amenajarea puţului. Durata lucrărilor pregătitoare amenajării unui puţ depinde de o serie de factori organizatorici la suprafaţa puţului. Volumul şi durata acestor lucrări va putea fi redusă dacă la amplasarea utilajelor folosite pentru săparea şi betonarea puţului se va ţine seama şi de lucrările de amenajare.

Toate aceste utilaje trebuie astfel amplasate încît să nu îngreuneze executarea lucrărilor de amenajare. De asemenea, orificiile de trecere prin podurile de siguranţă

şi de lucru construite pe toată adîncimea puţului trebuie să permită coborîrea cu uşurinţă a elementelor necesare amenajării.

Tot în perioada pregătitoare amenajării, trebuie acordată o atenţie deosebită aprovizionării ritmice a puţului cu toate elementele necesare amenajării, cum ar fi: moaze, ghidaje, panouri de plasă, poduri de odihnă, scări metalice, conducte, cabluri etc.

Proiectul lucrărilor de amenajare trebuie să prevadă toate detaliile cu privire la modul de amplasare a utilajelor care vor deservi lucrărilor de amenajare, detalii de montare a moazelor, ghidajelor precum şi modul de verificare şi control al montării corecte a moazelor şi ghidajelor etc.

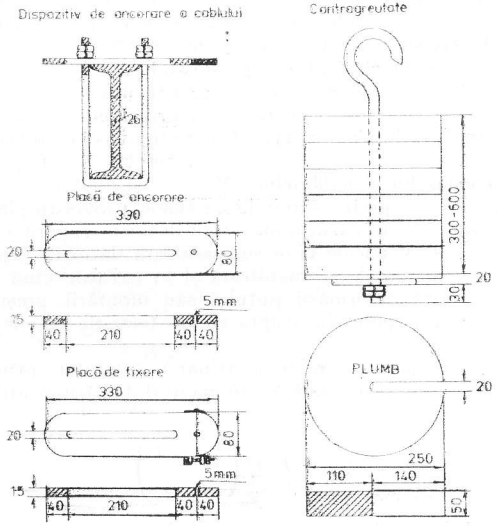


Fig. XIX.240. Elemente pentru fixarea firelor de control la montarea moazelor.

Elementele necesare amenajării corecte a puţurilor vor fi materializate pe teren, de către personalul topografic, cu aparate de precizie. Astfel:

— în turnul puţului vor fi trasate planele de extracţie, planul ghidajelor şi axele moletelor;

— în casa puţului se materializează planul de simetrie şi axul tobelor;

— pe gulerul puţului şi în puţ se materializează axele puţului, planele de extracţie şi planul ghidajelor;

— în puţ, primul rînd de moaze se montează sub directa supraveghere a personalului topografic, care fixează repere fiese pentru firele de control (cinci fire cu plumb). În fig. XIX.240 se prezintă un dispozitiv pentru ancorarea şi fixarea firelor cu plumb.

Pe măsura adîncirii puţului, se materializează repere noi, cît mai aproape de frontul de lucru.

Scheme de amenajare a puturilor. Proiectul lucrărilor de amenajare a puțurilor cuprinde următoarele operații de bază: săparea pilugilor pentru moaze, montarea moazelor, betonarea moazelor, fixarea ghidajelor, amenajarea compartimentului de circulație pentru personal, fixarea conductelor și a cablurilor electrice.

Amenajarea puțurilor susținute în beton monolit sau zidite cu bolțari se poate realiza în două variante:

1) varianta succesivă, atunci cînd amenajarea se realizează după terminarea lucrărilor de săpare și betonare, pe tronsoane de cel mult 25 m;

2) varianta concomitentă, atunci cînd amenajarea se execută simultan cu lucrările de săpare și betonare.

În ambele variante, moazele sînt dispuse pe verticală la o distanță de 2,0—3,0 m. Pentru așezarea moazelor, se folosesc poduri de lucru fixe sau mobile confecționate din dulapi de brad sau stejar. Ghidajele se montează în sens descendent, odată cu compartimentarea secției de circulație a personalului.

Verificarea așezării corecte a moazelor se execută cu ajutorul firelor cu plumb ce au suporți așezați pe moazele principale din prima garnitură materializată în puț de către personalul topografic. Axa verticală a puțuiui se materializează au ajutorul unui fir cu plumb, servind totodată la centrarea corectă a cofrajului glisant.

Dimensionarea moazelor și ghidajelor. Moazele și ghidajele trebuie să dispună de o portanță ridicată pentru a prelua sarcinile verticale provocate de sistemul de frînare a coliviilor sau a schipurilor, în cazul unor avarii datorite ruperii cablului de extracție.

Forțele orizontale și verticale care se manifestă datorită interacțiunii vaselor de extracție în mișcare cu ghidajele se manifestă și în cazurile cînd ghidajele au deviere față de verticală, datorită deformării puțului sau montării greșite a moazelor sau a ghidajelor. Sarcinile care acționează asupra elementelor de amenajare a unui puț sînt următoarele:

Sarcinile verticale dinamice create la frînarea coliviilor prin intermediul paracăzătorilor. Sarcina dinamică maximă în momentul frînării poate fi determinată din relația

$$Q_d = K \cdot Q \left(1 + \frac{a}{g}\right) \tag{5.83}$$

în care: ξ este greutatea coliviei cu încărcătura corespunzătoare;
K — coeficientul de supraîncărcare, egal cu 1,1;
a — accelerația coliviei în momentul ruperii cablului;
g — accelerația gravitației.

Mărimea sarcinii dinamice, care revine unui ghidaj, rezultă din relația:

$$P_d = \xi \frac{Q_d}{2} = \xi k \cdot \frac{Q}{2}\left(1 + \frac{a}{g}\right) \tag{5.84}$$

în care ξ este coeficientul de neuniformitate al dispozitivelor de frînare, determinat experimental.

Sarcina dinamică orizontală care se dezvoltă în timpul circulației coliviei are expresia:

$$H_d = K \cdot K_d \cdot Q \cdot \sin \alpha \tag{5.85}$$

în care: α este unghiul de deviere a ghidajului față de verticală;
K_d — coeficientul dinamic care depinde de viteza de extracție a coliviei, $K_d \cong 5$.

Sarcina dezvoltată de greutatea proprie a moazelor și ghidajelor, greutatea conductelor fixate pe moaze, greutatea elementelor din culoarul destinat circulației personalului etc., pot fi determinate din proiectul de execuție. Pentru calculul moazelor metalice se iau în considerație eforturile orizontale date de greutatea proprie a ghidajelor și moazelor, forțele de frînare care se dezvoltă între sistemul coliviei sau schip și ghidaje.

Sarcinile verticale date de acțiunea paracăzătorilor în timpul frînării nu sînt luate în considerare datorită sistemului diferit de înfrînare.

La determinarea forței dinamice orizontale asupra ghidajului, se admite, pentru schipuri 1/5, iar pentru colivii 1/10 din sarcina extrasă.

În această situație moazele metalice se calculează cu elementele din fig. XIX.241 după următoarele relații;

— *Forța maximă orizontală la contactul dintre saboți și ghidaje*

$$P_d = \frac{1}{5} \cdot \frac{1}{10} \cdot \frac{Q}{m} \tag{5.86}$$

unde m este numărul punctelor de contact dintre saboții de ghidare și ghidaje.

— *Tensiunea de încovoiere determinată de sarcinile orizontale*

$$\sigma_{inc} = \frac{R_a \cdot L}{8 \cdot W_y}; \tag{5.87}$$

$$R_a = \frac{P_d(l+b)}{l} \tag{5.88}$$

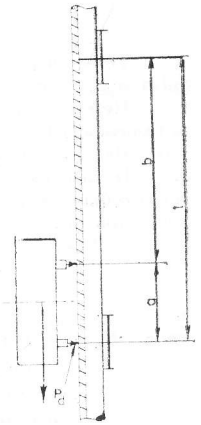


Fig. XIX.241. Schemă pentru dimensionarea moazelor.

unde: W_y este modulul de rezistență pe axa $Y-Y'$ cm³;
L — lungimea moazei, m;
l — pasul de montare a moazelor, m;
b — distanța de la sabotul superior al coliviei la moaza superioară.

— *Tensiunea de încovoiere determinată de greutatea proprie a moazei:*

$$\sigma_M = \frac{q_m \cdot L^2}{12 \cdot W_x} \tag{5.89}$$

unde: q_m este greutatea unui cm din moază, daN;
W_x — modulul de rezistență pe axa $X-X'$, cm³.

— *Tensiunea de încovoiere determinată de greutatea proprie a ghidajelor*

$$\sigma_g = \frac{i \cdot q_g \cdot l \cdot L}{8 \cdot W_x} \tag{5.90}$$

unde; q_g este greutatea unui cm din materialul ghidajului, daN;
i — numărul de ghidaje fixate de moază.

— *Tensiunea determinată de forta de frecare*

$$\sigma_f = \frac{T \cdot L}{8 \cdot W_x} = \frac{m \cdot \mu \cdot P_d \cdot L}{8 \cdot W_x}$$

unde; $T = m \cdot \mu \cdot P_d$ este forţa de frecare;
$\mu = 0{,}14$ — coeficient de frecare (oţel pe oţel).

— *Tensiunea generală de încovoiere*

$$\sigma_{gen} = \sigma_{inc} + \sigma_M + \sigma_g + \sigma_f \qquad (5.91)$$

Tensiunea determinată prin calcul se compară cu tensiunea admisibilă a materialului $\sigma_{gen} < [\sigma]$

Referitor la ghidaje, acestea sînt asimilate în calcul cu o grindă asupra căreia acţionează o forţă de încovoiere, forţe de frecare şi forţe dinamice orizontale, determinate de loviturile vaselor de extracţie.

În calcul se admite că forţa dinamică orizontală este aplicată în mijlocul ghidajului rezemat pe două moaze. Calculul ghidajelor se rezumă la o verificare a stabilităţii lor după următoarele scheme;

— *Lungimea ghidajului*

$$l_g = K_g \cdot l \qquad (5.92)$$

unde: K_g este coeficientul aferent lungimii date ghidajului $(0{,}5 < K_g < 1{,}0)$;
l — lungimea reală a ghidajelor situată între punctele de fixare (distanţa între moaze), cm.

— *Cea mai mică rază de inerţie a ghidajului*

$$r_{min} = \sqrt{\frac{I_{min}}{F}} \qquad (5.93)$$

unde: F este secţiunea transversală a ghidajului, cm^2;
I_{min} — momentul de inerţie a ghidajului, cm^4.

— *Cea mai mare elasticitate a ghidajului*

$$\lambda_{max} = \frac{l_g}{r_{min}} \qquad (5.94)$$

— *Tensiunea care apare în ghidaj*

$$\sigma_g = \frac{P_d \cdot l}{4 \cdot W_y} + \frac{2 \cdot P_d \cdot \mu}{\varphi \cdot F} \qquad (5.95)$$

unde: P_d este forţa dinamică orizontală determinată de vasele de extracţie, daN;
W_y — modulul de rezistenţă pe axa $Y-Y'$, cm^3;
μ — coeficientul de frecare (oţel-oţel);
φ — coeficientul de reducere a tensiunilor admise la încovoiere longitudinală.

Tensiunea determinată prin calcul urmează să fie comparată cu tensiunea admisă a materialului;

$$\sigma_g < [\sigma]$$

— *Pasul admis de aşezare a moazelor*

$$l = 4 \cdot W_y \cdot \left(\frac{[\sigma]}{P_d} - \frac{2 \cdot \mu}{\varphi \cdot F} \right) \qquad (5.96)$$

Prin echiparea puţurilor de extracţie cu maşini de extracţie multicablu a sporit mult siguranţa în transport, s-a renunţat la echiparea vaselor de extracţie cu instalaţie de paracăzători, utilizîndu-se ghidarea cu role cu ecartamentul fix, s-au înlocuit ghidajele de lemn cu ghidaje de oţel, crescînd rezistenţa ghidajelor de zece ori.

Mozarea s-a păstrat aceeaşi, distanţa între două rînduri de moaze nedepăşind 3 m.

La dimensionarea moazelor şi ghidajelor nu se mai iau în considerare forţele verticale transmise de vasul de extracţie, în momentul blocării paracăzătorilor.

În Valea Jiului se folosesc moaze metalice din profil I sau U pentru amenajarea puţurilor destinate transportului cu colivii sau schipuri de 8—10 t.

Pentru puţurile cu diametrul liber de 6 m echipate cu 4 schipuri de capacitate 12—14 t se folosesc moaze speciale, confecţionate din două profile U-26 sudate pe aripi, care permit preluarea unor sarcini pe verticală, superioare profilului I-30 montate cu axa Y orizontală.

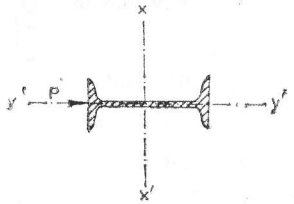


Fig. XIX.242. Moază din profil I.

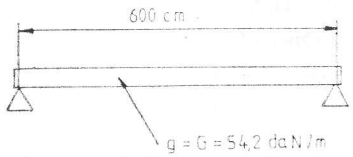


Fig. XIX.243. Schemă de calcul a moazelor

Această modificare s-a făcut la amenajarea puţului principal cu schip de la Întreprinderea Minieră Lupeni, în urma unor constatări practice la montarea primului rînd de moaze la săparea gulerului puţului. Prin proiectul de execuţie s-au prevăzut moaze din profil I-30 cu axa Y orizontală (fig. XIX.242), la care:

$W_x = 653$ cm^3

$W_y = 72{,}2$ cm^3 $\qquad G = 54{,}2$ daN/m

Pentru forţa P generată de schipurile în mişcare s-a verificat corect rezistenţa profilului I-30.

La montarea primelor două moaze s-a constatat că săgeata acestora, chiar fără a fi încărcate cu sarcina celor patru ghidaje (perechi), este mult mai mare.

Verificarea la greutatea proprie (fig. XIX.243);

$$M_{max} = \frac{P \cdot l^2}{8} = \frac{54{,}2 \cdot 6{,}0^2}{8} = 243{,}9 \text{ daN/m} \qquad (5.97)$$

$$\sigma_{inc} = 1\,200 \text{ daN/cm}^2$$

$$W_{nec} = \frac{M_{max}}{\sigma_{inc}} = \frac{24390}{1\,200} = 20{,}32 \text{ cm}^2 \qquad (5.98)$$

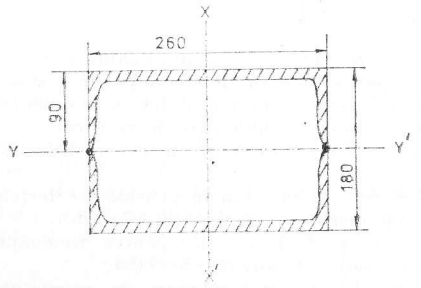


Fig. XIX.244. Moaze din profile U_{26} sudate.

Moaza poate suporta o sarcină verticală suplimentară concentrată la mijlocul deschiderii de numai 415 daN, cu totul insuficientă pentru a prelua greutatea ghidajelor, a sarcinilor verticale generate de schipuri, în timpul coborîrii, sau de a prelua sarcini suplimentare la remedierea unor avarii. Față de aceste inconveniente s-a propus înlocuirea profilului I_{30} cu două profile U_{26} sudate (fig. XIX.244) care prezintă următoarele caracteristici;

$h = 260$ mm; $b = 90$ mm; $G = 37{,}9$ daN/m

$A = 48{,}3$ cm^2

$I_x = 4\,820$ cm^4 $I_y = 317$ cm^4

$W_x = 371$ cm^3 $W_y = 47{,}7$ cm^3

$e = 2{,}36$ cm

Pentru profilul combinat (nou) (fig. XIX.244):

$$I_{YN} = 2y + 2Aa^2; \qquad (a = b - e)$$

$$I_{YN} = 2 \cdot 318 + 2 \cdot 48{,}3(9 - 2{,}36)^2 = 4\,893 \text{ cm}^4$$

$$W_{YN} = \frac{4\,893}{9} = 543{,}7 \text{ cm}^3, \text{ superior profilului}$$

I_{30} (care are $W_y = 72{,}2$ cm^3)

$W_{XN} = 2W_x = 2 \cdot 371 = 742$ cm^3, care este superior profilului I_{30} (care are $W_x = 653$ cm^3).

În aceste condiții a crescut greutatea moazei cu 21,6 daN/m.

În străinătate a existat o preocupare continuă în creștere a distanței între rîndurile de moaze, ajungîndu-se pînă la 4,5 m, iar în R.F.G. distanța între moaze a fost mărită la 6 m.

Prin aceasta se asigură numeroase avantaje;

— cheltuieli de materiale reduse;

— reducerea manoperei la montaj, scurtarea duratei de amenajare și creșterea vitezelor de avansare la săparea și betonarea puțurilor;

— creșterea siguranței în transport prin micșorarea numărului de îmbinări între moaze și ghidaje.

Calculul distanței între moaze în cazul utilizării ghidajelor metalice. Întocmirea diagramelor este elaborată pentru amenajarea unui puț cu diametrul de 5,0 m avînd ghidarea frontală și laterală a vasului de extracție. La instalația de extracție cu schip sarcina (încărcătura + greutatea vasului) este 8 000 + 13 500 = 21 500 daN, cu distanța între moaze de 200 cm. Din diagramă rezultă, pentru astfel de valori, depășirea solicitării admisibile la încovoiere de 1 200 daN/cm^2.

A. *Ghidarea frontală, pentru puțuri cu diametrul de 5 000 mm, amenajate cu colivii duble cu sarcina aplicată pe linia ghidajului I și II. DIAGRAMA A. (fig. XIX.245; tabelul XIX.76).*

A. DIAGRAMA
Pentru determinarea distanței admise între moaze pentru diferite sarcini ale vasului de extracție inclusiv încărcătura și piesele de legare [Q]. Diagrama este valabilă pentru puțuri cu ⌀ 5,0 m amenajat pentru colivii duble, conform planșei și breviarului de calcul anexat.

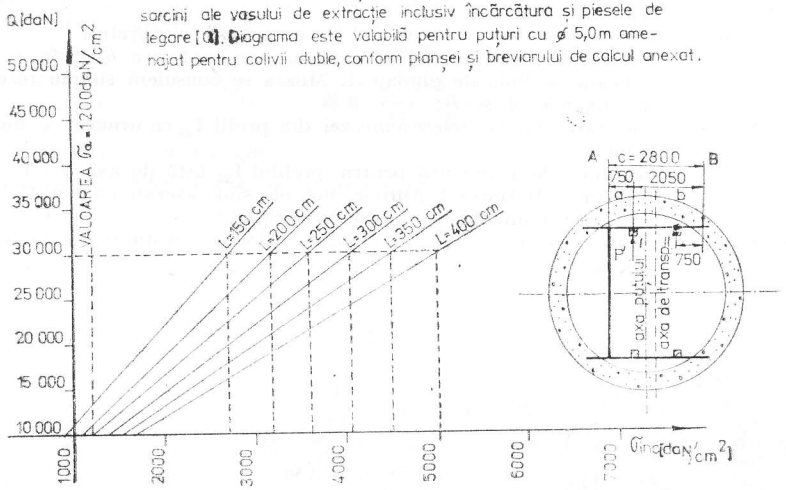


Fig. XIX.245. Diagramă pentru determinarea distanței între moaze în cazul ghidării frontale.

Elemente de calcul:

Q (daN) — este greutatea vasului de extracție inclusiv încărcătura și piesele de legătură;

P (daN) — forța orizontală transmisă ghidajului, respectiv moazei, se ia ca element de calcul pentru distanța pe verticală între moaze de $l = 150$ cm;

l (cm) — distanța verticală între două moaze consecutive;

Tabelul XIX.76

Parametrii de calcul pentru distanța dintre moaze la ghidarea frontală, $\sigma_{inc} = 0{,}09\ Q \cdot f$

Q [daN]	l_{cm} 150	200	250	300	350	400
	f 1,00	1,17	1,33	1,50	1,67	1,84
10 000	900	1060	1200	1350	1500	1660
15 000	1350	1580	1800	2030	2260	2480
20 000	1800	2100	2400	2700	3000	3300
25 000	2250	2640	3000	3380	3760	4150
30 000	2700	3160	3600	4050	4500	4970

f (—) — coeficientul de creștere pentru forța orizontală P, în vederea determinării forței de calcul funcție de distanța între moaze diferite de unu;

P' (daN) — forța orizontală de calcul care ține cont de coeficientul de corecție f;

A (daN) — reacție în punctul A;

a, b, c, (cm) — distanțe ce depind de modul de amenajare a puțului;

M_I (daN·cm) — momentul încovoietor pentru moaze de lungimea b, forța P' fiind aplicată pe linia de ghidaje I. Moaza se consideră simplu rezemată în punctele A și B;

σ_{inc} (daN/cm²) — solicitarea la încovoiere a moazei din profil I_{26} ca urmare a momentului M;

W_y (cm³) — modulul de rezistență pentru profilul I_{26} față de axa $Y-Y'$ deoarece în majoritatea puțurilor moazele sînt așezate cu axa $Y-Y'$, a profilului laminat, în poziție verticală;

K (cm⁻²) — coeficientul care cuprinde toate valorile constante ale relației de calcul.

$$P = \frac{1}{12} Q \tag{5.99}$$

$$P' = P \cdot f;\ P' = \frac{1}{12} Q \cdot f \tag{5.100}$$

$$f = l + 0{,}5 \cdot \frac{l - 150}{150} \tag{5.101}$$

Dimensiunile din fig. XIX.245:

$a = 75$ cm

$$A = P' \frac{b}{c};\ A = \frac{1}{12} \cdot \frac{b}{c} \cdot Q \cdot f \tag{5.102}$$

$b = 205$ cm

$$M_i = A, a;\ M_I = \frac{a \cdot b}{12 \cdot c} Q \cdot f \tag{5.103}$$

$c = 280$ cm

$$\sigma_{inc} = \frac{M_I}{W_y};\ \sigma_{inc} = \frac{a \cdot b}{12 \cdot c \cdot W_y} Q \cdot f \tag{5.104}$$

$W_y = 51{,}0$ cm³

$$K = \frac{a \cdot b}{12 \cdot c \cdot W_y} \tag{5.105}$$

$$\sigma_{inc} = K \cdot Q \cdot f \tag{5.106}$$

$$K = \frac{75 \cdot 205}{12 \cdot 28 \cdot 51} = 0{,}09 \text{ cm}^{-2}$$

Forțele verticale nu se iau în calcul deoarece reprezintă doar 25% din mărimea forțelor orizontale și sînt orientate în sens perpendicular pe axa $X-X'$ a profilului laminat al moazelor față de care modulul de rezistență este maxim.

În cazul profilului I_{26} raportul:

$$\frac{W_x}{W_y} = \frac{442}{51} = 8{,}67$$

B. *Ghidarea laterală, pentru puțuri cu diametrul de 5 000 mm, amenajate pentru transport cu schipuri cu sarcina aplicată pe moasa de mijloc conform DIAGRAMEI B.* (fig. XIX.246; tabelul XIX.77)

$$\sigma_{inc} = K \cdot Q \cdot f \tag{5.107}$$

$$K = \frac{a \cdot b}{12 \cdot c \cdot W_y} \tag{5.108}$$

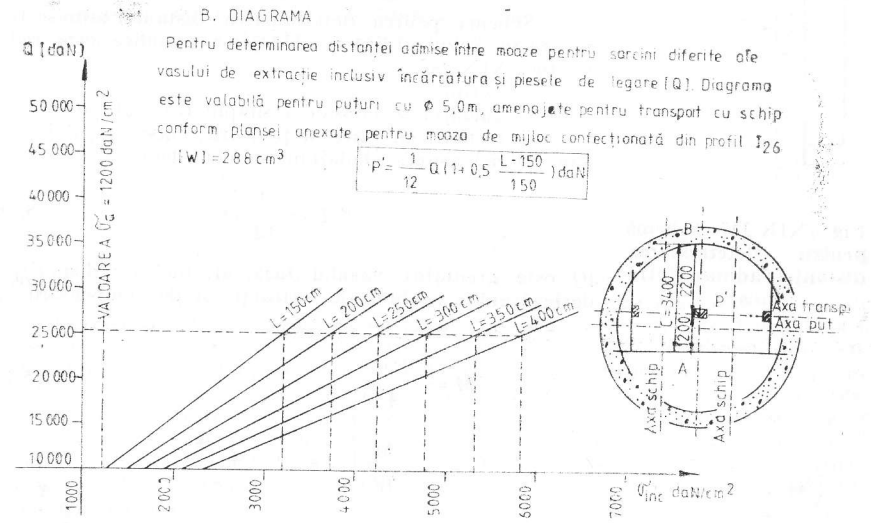


Fig. XIX.246. Diagramă pentru determinarea distanței între moaze în cazul ghidării laterale.

Tabelul XIX.77

Tabel pentru calculul distanței dintre moaze la ghidarea laterală, $\sigma_{inc} = 0{,}127\ Q \cdot f$

Q [daN]	l_{cm}	150	200	250	300	350	400
	f	1	1,17	1,33	1,50	1,67	1,84
10 000		1270	1490	1690	1900	2120	2340
15 000		1900	2230	2540	2860	3180	3500
20 000		2540	2970	3380	3800	4250	4670
25 000		3170	3720	4220	4760	5300	5850
30 000		3810	4460	5080	5720		
35 000		4450	5200	5910			
40 000		5080	5940				

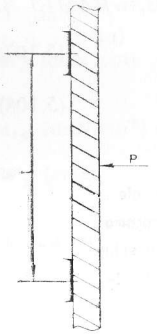


Fig. XIX.247 Schemă pentru determinarea distanței admise între moaze.

Dimensiunile din fig. XIX.246:

$a = 120$ cm; $b = 220$ cm; $c = 340$ cm; $W_y = 51$ cm^3

$$K = \frac{120 \cdot 220}{12 \cdot 340 \cdot 51} = 0{,}127 \text{ cm}^{-2}$$

Schema pentru determinarea distanței admise între moaze în cazul utilizării ghidajelor metalice este redată în fig. XIX.247.

Prescripții:

— ghidajul se consideră simplu rezemat pe moaze;

— forța P cu care acționează masa vasului (schip sau colivie) asupra ghidajului se consideră

$$P = \frac{1}{12} Q \qquad (5.109)$$

(Q este greutatea vasului încărcat, inclusiv dispozitivele de legătură a cablului de extracție și de compensare):

$$M = \frac{P \cdot l}{4} \qquad (5.110)$$

$$\sigma_a = \frac{M}{W}$$

$$l = \frac{4 \cdot \sigma_a \cdot W}{P} \qquad (5.111)$$

— ghidajul trebuie să fie prins cel puțin în 3 (trei) puncte de moaze. Prevederea nu este valabilă pentru elementele de capăt;

— la montarea ghidajelor se va lăsa un interval de 3—5 mm între ele, necesar destinderilor sau comprimărilor la diferențe de temperatură;

— se cere protecția moazelor și a ghidajelor metalice contra ruginirii. Din cauza uzurii prin ruginire, moazele metalice să nu aibă grosimea peretelui mai mică de 8 mm, iar la ghidare, uzura să nu depășească 6 mm din grosimea peretelui sau dacă s-a ajuns la jumătatea grosimii utile a acestora trebuiesc înlocuite;

— este necesar a se acorda o atenție deosebită înlocuirii rolelor de ghidare la care este deteriorat învelișul de cauciuc;

— pentru montarea ghidajelor, a podurilor de odihnă și a scărilor metalice destinate circulației personalului se utilizează o colivie specială cu trei etaje, cu distanțe între etaje egală cu cea dintre moaze;

Platformele de lucru sînt prevăzute cu orificii de trecere a firelor cu plumb pentru control;

— lucrările de montare a ghidajelor pornesc de jos în sus, transportul ghidajelor la locul de montare se face cu colivia specială.

5.7. ORGANIZAREA MUNCII LA SĂPAREA PUȚURILOR

Timpul de execuție a unui puț depinde de viteza de săpare și susținere, timpul de amenajare, durata de execuție a racordărilor cu rampele și timpul pentru finalizarea celorlalte operații auxiliare de care depinde darea lui în exploatare. Viteza de săpare a puțului (v_1) depinde de condițiile geominiere și de soluțiile tehnice aplicate în faza de execuție. Corelația dintre parametrii menționați se poate prezenta sub forma;

$$v_1 = f(x_1, x_2 \ldots\ldots x_n);\ y_1, y_2 \ldots\ldots y_n \qquad (5.112)$$

unde $x_1 \ldots\ldots x_n$ sînt condițiile geominiere de săpare a puțului (adîncimea și diametrul puțului, tipul și grosimea susținerii, tipul și caracteristica rocilor); $y_1 \ldots y_n$ — parametrii tehnologici de execuție (schema de săpare, productivitatea instalației de perforare sau a perforatoarelor folosite, productivitatea instalației de încărcare și de ezacuare a rocii) etc. Timpul calendaristic de execuție a puțului, în baza căruia se calculează viteza de săpare (v_L), trebule să țină seama de durata de execuție a gulerului de puț racordarea la rampe, montarea utilajelor tehnologice, demontarea cofrajului și a conductelor de betonare, durata de execuție a unor eventuale consolidări, etc. Viteza maximă de săpare poate fi obținută prin organizarea judicioasă a proceselor de muncă ilustrate de obicei sub formă de grafic, în care se reflectă interdependența și succesiunea îndeplinirii tuturor operațiilor tehnologice pentru realizarea unui salt al frontului de lucru. Timpul unui ciclu la executarea puțurilor are valori cuprinse între 8-24 ore și depinde de condițiile geominiere, ca și de productivitatea utilajelor din dotare. Parametrii de săpare trebuie astfel calculați încît să se asigure timpii minimi de execuție ale tuturor operațiilor, pentru realizarea unui salt al frontului de lucru. Plecînd de la aceste considerente, timpul specific pentru săparea 1 m de puț (T_S), în condițiile schemelor concomitente cu cofraje glisante, se poate calcula cu expresia:

$$T_S = \frac{T_p + T_{IN}}{\eta_i \cdot l} + \frac{T_S}{k_T} + \frac{T_c}{k_c} \quad [\text{h/m}] \qquad (5.113)$$

în care: T_p este timpul de perforare al găurilor (ore); T_{IN} — timpul de încărcare a rocii, ore; η_l — coeficientul de rupere al găurilor; l — lungimea de gaură, m; T_S — timpul de execuţie a susţinerii, ore; h_T — înălţimea tronsonului pentru care se execută susţinerea din beton; m; T_e — timpul pentru prelungirea şi fixarea conductelor de betonare, ore; h_e — lungimea unui segment de conductă folosită la betonare, m.

Timpul specific total (ΣT_S^G), care include şi stagnările tehnologice inevitabile, se obţine din expresia:

$$\Sigma T_S^G = \frac{l}{K_i} \Sigma T_S \quad [\text{h/m}] \tag{5.114}$$

în care K_i este coeficient care ţine seama de stagnările şi operaţiile de revizie, întreţinere, reparaţii ş. a., egal cu 0,85. Cu aceşti parametri se poate determina viteza lunară de săpare (V_L)

$$V_L = \frac{24}{\Sigma T_S^G} \cdot M_L \quad [\text{m/lună}] \tag{5.115}$$

unde M_L este — numărul zilelor lucrătoare pe lună.

Determinarea vitezei lunare de sapare a puturilor. Timpul ciclului de săpare şi consumul de muncă depinde de lungimea găurilor, caracteristicile tehnice ale utilajelor de perforare, calificarea minerilor şi tipul utilajelor pentru încărcarea rocii.

Perforarea şi împuşcarea găurilor. În calculul timpului de perforare-împuşcare se cere determinarea timpului pentru perforarea găurilor, încărcarea lor cu exploziv şi timpul de pregătire încheiere care se consumă la realizarea unui salt al frontului de lucru pe perioada unui ciclu.

Timpul pentru perforarea găurilor (T_p) rezultă din expresia:

$$T_p = \frac{N \cdot l}{\alpha_p \cdot M_p \cdot V_p} + t_a \quad [\text{h}] \tag{5.116}$$

în care: N este numărul găurilor pentru un salt al frontului de lucru; α_p — coeficient în funcţie de numărul perforatoarelor care lucrează simultan în front: pentru perforatoare manuale, $\alpha_p = 0{,}85$; pentru instalaţii de perforare, $\alpha_p = 0{,}75$; M_p — numărul perforatoarelor care lucrează simultan în front; l — lungimea unei găuri de mină, m; v_p — viteza medie de perforare, m/min, (tabelul XIX.78); t_a — durata timpilor auxiliari la perforarea găurilor (tabelul XIX. 79).

Durata de încărcare şi împuşcare a găurilor (T_{EX}):

$$T_{EX} = \frac{N}{\alpha_{EX} \cdot M_M} \cdot t_{EX} \quad [\text{h}] \tag{5.117}$$

unde: α_{EX} este coeficient în funcţie de numărul minerilor care participă la încărcarea găurilor, egal cu 0,8; M_M — numărul minerilor care participă la încărcarea găurilor (parametrul M_M se poate calcula din raţionamentul potrivit căruia unui miner îi revine în medie 5 m² din frontul de lucru); t_{EX} — timpul de încărcare cu exploziv a unei găuri de mină care include şi legarea reoforilor şi formarea reţelei de împuşcare. Pentru găurile cu lungimea de 1 pînă la 5 m, $t_{EX} = 5{,}1 - 9{,}5$ min (0,085 — 0,15 h).

Durata totală a operaţiilor de perforare-împuşcare (T_{pp}) are valoarea:

$$T_{pp} = T_p + T_{EX} + \Sigma T_a \quad [\text{h}] \tag{5.118}$$

unde: T_a este durata operaţiilor de pregătire şi de încheiere (transportul explozivului şi a burajului în front, controlul reţelei electrice, evacuarea utilajelor din front pînă la înălţimea care asigură securitatea lor, aerajul, controlul frontului de lucru) care au următoarele valori (min):

Tabelul XIX.78

Viteza medie de perforare a găurilor de mină în funcţie de coeficientul de tărie al rocilor

Coeficientul de tărie al rocilor	Viteza de perforare [m/min]	
	Perforatoare manuale	Instalaţii de perforare
	P—90	BUKS—1 U
3— 6	0,38—0,42	1,4—2
7— 9	0,22—0,26	0,8—1,2
10—14	0,11—0,13	0,5—0,7
15—20	—	0,2—0,4

Tabelul XIX.79

Durata timpilor auxiliari la perforarea găurilor de mină în funcţie de lungimea acestora

Lungimea găurilor [m]	Timpii auxiliari la perforarea unei găuri de mină [min]	
	Perforatoare manuale	Instalaţii de perforat
1	3	2,5
2	5	3
3	7	3,5
4	9	4
5	11	4,5

— coborîrea utilajului de perforare şi racordare la reţeaua de aer comprimat:
- pentru perforatoarele manuale . . . . . 10—15
- pentru instalaţiile de perforat . . . . . 40—60

— transportul explozivului şi a burajului în front . . . . . 10—15
— ridicarea utilajelor pînă la o înălţime de siguranţă şi evacuarea oamenilor din front:
- pentru greifere manuale . . . . . 10—15
- pentru instalaţiile complexe de încărcat . . . . . 15—20

— aerajul frontului . . . . . 15—30
— coborîrea utilajelor și controlul N.T.S. al frontului de lucru . . . . . 20—30
— Total . . . . . 60—150

Prelucrarea statistică a datelor a arătat că pentru efectuarea operațiilor pregătitoare și de încheiere se consumă în medie 1 — 2,5 ore. Timpul specific pentru executarea operațiilor de perforare-împușcare (T^S_{pp}) se determină din expresia:

$$T^S_{pp} = \frac{T_{pp}}{\eta_l \cdot l} \quad [\text{h/m}] \tag{5.119}$$

Plecînd de la criteriul asigurării timpului minim de perforare, se aleg cele mai adecvate tipuri și număr de perforatoare.

Încărcarea rocii. Încărcarea rocii cuprinde două faze. În prima fază, utilajele de încărcat și de transportat sînt folosite la capacitatea lor maximă. În acest interval de timp se încarcă și se evacuează aproximativ 80—90% din volumul total de rocă. În faza a doua, productivitatea graifărelor scade întrucît nu asigură curățirea integrală a frontului de lucru, devenind necesară încărcarea manuală. Tipul graifărului se alege în funcție de schema de săpare adoptată și viteza impusă de săpare.

Executarea sustinerii definitive. În etapa actuală cea mai mare extindere o are — așa cum s-a arătat — susținerea din beton cu cofraje glisante și transportul betonului prin conducte.

Timpul total de susținere a unui tronson cu înălțimea de 2,3 m se calculează cu formula:

$$T_S = \frac{Q}{\Sigma q_B} + t_B \quad [\text{h}] \tag{5.120}$$

în care: Q este cantitatea de beton pentru susținerea tronsonului de 2,3 m, m³; Σq_B — productivitatea la betonare, m³/h; t_B — timpii pentru operațiile de pregătire și de încheiere a betonării, ore.

În situațiile cînd turnarea betonului se realizează cu o singură conductă, q_B este egal cu 6—8 m³/h, iar valoarea maximă poate înregistra 12—15 m³/h. Dacă sînt folosite două conducte, atunci q_B este egal cu 12—16 m³/h, iar maxima 24—30 m³/h.

În grupa operațiilor pregătitoare și de încheiere la susținerea puțurilor sînt menționate: nivelarea rocii împușcate pentru așezarea cofrajului (durata acestei operații înregistrează 0,5—1,5 h); deschiderea ușilor cofrajului, coborîrea și centrarea cofrajului, 0,5—1,5 h.

Timpul specific pentru susținerea 1 m de puț (T^S_S) se determină cu expresia:

$$T^S_S = \frac{T_S}{h_c} \quad [\text{h/m}] \tag{5.121}$$

în care h_c este înălțimea cofrajului, m.

Timpul pentru executarea susținerii din beton este în funcție de volumul betonului necesar unui tronson cu înălțimea de 2,3 m, productivitatea la prepararea betonului, capacitatea de transport a conductelor de betonate etc.

Consumul specific de muncă pentru construcția (săparea și susținerea) 1 m de puț (E_S) se poate determina cu formula:

$$E_S = \frac{1}{K_T} \Sigma \; T^G_S \cdot M_c \quad [\text{om} \cdot \text{h/m}] \tag{5.122}$$

în care: T^G_S este timpul specific pentru executarea operațiilor de săpare și de susținere, h/m; M_c — numărul de mineri care execută operațiile de săpare, oameni; K_T — coeficient care ține seama de timpii neproductivi datorită stagnărilor și reparațiilor, ($K_T = 0{,}85$).

Productivitatea muncii (P_M) ilustrează volumul de lucrare realizată de un miner din formația de lucru într-un schimb de 8 ore:

$$P_M = \frac{1}{E_S} \cdot S_L \quad \left[\frac{\text{m}^3}{\text{om/schimb}}\right] \tag{5.123}$$

unde S_L este secțiunea în lumină a puțului, m².

5.8. ADÎNCIREA PUȚURILOR

Prin *adîncire* se înțelege prelungirea oricărui puț existent în funcțiune în scopul deschiderii și pregătirii în adîncime a noi orizonturi de exploatare sau în scopul asigurării aerajului și a transportului de materiale și de personal la orizonturile în pregătire.

5.8.1. METODE ȘI SCHEME TEHNOLOGICE DE ADÎNCIRE A PUȚURILOR ȘI DOMENIUL DE APLICARE AL ACESTORA

Metode și scheme tehnologice de adîncire. Pînă în prezent, în practica minieră s-au dezvoltat și perfecționat mai multe metode, variante și scheme tehnologice de adîncire, a căror clasificare este prezentată în tabelul XIX.80. La baza clasificării metodelor stă direcția de avans a frontului corelată cu modul de protecție și tehnologia de săpare aplicată la adîncire. La subîmpărțirea în scheme de extracție se ține seama de următoarele elemente:

— locul de evacuare a rocilor rezultate la săpare;
— locul de amplasare a instalației de extracție care deservește adîncirea;
— spațiul disponibil din secțiunea puțului și din rampe pentru amplasarea instalațiilor și utilajelor necesare la adîncire;
— capacitatea de transport a puțului și intensitatea transportului în rampele existente;
— existența unor lucrări miniere pînă la cota la care se adîncește puțul.

Aceste elemente au contribuit ca, pe lîngă schemele principale prezentate, în practica adîncirii puțurilor să apară și alte subvariante tehnologice, însă cu particularități locale.

Tabelul XIX.80

Clasificarea metodelor și schemelor tehnologice de adîncire a puțurilor

Metoda de adîncire	Variante tehnologice	Scheme de extracție
0	1	2
De sus în jos	1. Cu lăsarea unui stilp de siguranță din rocă în puț (fig. XIX.248).	I. *Cu evacuarea rocii excavate direct la suprafață* (fig. XIX.248): a) prin compartimentul de circulație a personalului (fig. XIX.248, *a*). b) pe jumătate din secțiunea puțului, prin suspendarea transportului în această secțiune (fig. XIX.248, *b*). c) pe întreaga secțiune, prin suspendarea transportului pe puț și utilizarea de poduri de siguranță similare săpării puțurilor de la zi (fig. XIX248, *c*).
	2. Cu construirea în puț a unui pod artificial de siguranță (fig. XIX.249).	
	3. Cu poduri de siguranță fixe similare săpării puțurilor de la zi (fig. XIX.248, *c* și XIX.249, *c*)	II. *Cu evacuarea rocii excavate la nivelul orizontului de bază sau de aeraj, superior* (fig. XIX.249): a) prin compartimentul de circulație al personalului (fig. XIX.248, *a*) b) pe jumătate din secțiunea puțului, prin suspendarea transportului în această secțiune (fig. XIX.249, *b*). c) pe întreaga secțiune, prin suspendarea transportului pe puț și utilizarea de poduri de siguranță similare săpării puțurilor de la zi (fig. XIX.249, *c*).
	4. Cu lucrări miniere auxiliare: puț orb, plan înclinat și galerie de acces sub jompul puțului (fig. XIX.250, *a* și *b*) sau prin galeria de acces sub jomp executată din circuitul unui puț existent (fig. XIX.250, *c*)	III. *Cu evacuarea rocii prin lucrări miniere auxiliare*: a) cu evacuarea rocii prin galeria de acces, puțul orb sau planul înclinat pînă la orizontul de bază (fig. XIX.250, *a*). b) cu evacuarea rocii direct prin planul înclinat pînă la orizontul de bază (fig. XIX.250, *b*). c) cu evacuarea rocii prin galeria de legătură în circuitul puțului vecin (fig. XIX.250, *c*).

Tabelul XIX.80 (continuare)

0	1	2
	5. Cu gaură de sondă de diametru mare forată în axa puțului, între jomp și orizontul inferior existent, combinată cu variantele tehnologice 2 și 3 (fig. XIX.251)	IV. *Cu evacuarea rocii prin gaura de sondă pînă la orizontul inferior și transportul de materiale și personal prin puțul existent*: a) după schema II, a (fig. XIX.251, *a*). b) după schema II, b (fig. XIX.251, *b*). c) după schema II, c (fig. XIX.251, *c*). d) după schema III, a (fig. XIX.251, *c*).
De jos în sus	6. Cu suitoare în axa puțului săpată de jos în sus și lărgirea ei de sus în jos la profilul de săpare al puțului (fig. XIX.252, *a*) 7. Cu săparea de jos în sus pe întreaga secțiune a puțului cu ajutorul coliviei suspendate de săpat suitori (fig. XIX.252, *b*) 8. Prin săparea de jos în sus pe întreaga secțiune a puțului cu ajutorul platformei mobile de săpat suitori (fig. XIX,252, *c*) 9. Prin săparea de jos în sus pe întreaga secțiune a puțului, susținerea provizorie și înmagazinarea rocilor (fig. XIX.252, *d*) 10. Prin săparea de jos în sus pe întreaga secțiune a puțului concomitent cu susținerea definitivă și înmagazinarea rocilor.	V—IX. *Cu evacuarea rocilor prin cădere liberă și încărcarea lor în vagonete dirijate apoi prin lucrările miniere existente la alt puț de extracție.* Transportul materialelor se face de jos în sus, cu ajutorul troliilor (variantele 6, 9 și 10) și cu colivia suspendată respectiv platforma mobilă la variantele 6 și 7, similar săpării suitorilor.
Simultan de sus în jos și de jos în sus	11. Prin combinarea variantelor 1, 2, 5, 6, 7, 8, 9 și 10 (fig. XIX.253)	X. *Prin aplicarea schemelor de extracție I, II și V—IX.*

Domeniul de aplicare al diferitelor scheme de adîncire

a) *Adîncirea de sus în jos:*

Schema I (fig. XIX. 2.48), cu amplasarea mașinii de extracție și evacuarea rocilor la suprafață, poate fi folosită în cazurile cînd:

— adîncimea totală a puțului, inclusiv tronsonul de adîncit nu depășește 200—250 m;

— în secțiunea transversală a puțului există o suprafață disponibilă sau se poate amenaja un culoar pentru trecerea chiblelelor, conductelor de aeraj și de evacuare a apelor și a altor utilaje (fig. XIX. 248, *a*).

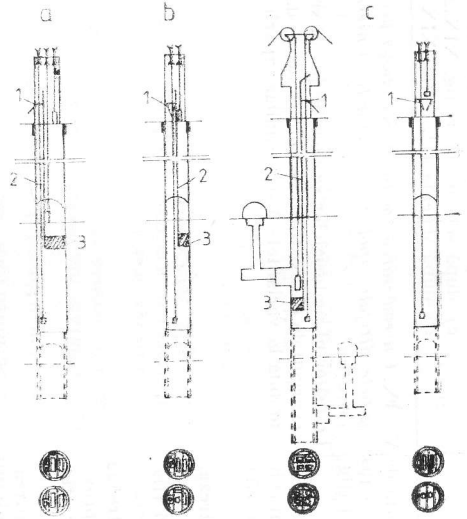


Fig. XIX.248. Adîncirea puțurilor după schema I, cu evacuarea rocilor la suprafață:

1 — instalație de descărcare a chiblelor; *2* — perete de protecție a compartimentului de adîncire; *3* — stîlp de rocă sau pod artificial de siguranță.

— capacitatea de transport a puțului este mică și se poate suspenda transportul pe unul din culoarele de circulație a vaselor de extracție (fig. XIX. 248, *b*):

— transportul pe puț se poate întrerupe pe întreaga durată a lucrărilor de adîncire (fig. XIX. 248, *c*);

— la suprafață există o mașină de extracție disponibilă care se poate monta în vecinătatea turnului de extracție fără transformări mari și fără a împiedica desfășurarea normală a transportului pe puț;

— instalația de descărcare a chiblei nu influențează asupra transportului normal din rampa superioară a puțului;

Avantajele schemei sînt:

— extracția la adîncire este independentă față de instalația de extracție a puțului:

— materialele necesare la adîncire se pregătesc la zi, ceea ce ușurează operațiile de transport și de depozitare a lor;

Dezavantajele schemei sînt:

— crește distanța de transport a rocilor rezultate la săpare;

— compartimentul scărilor este folosit în alte scopuri;

— viteza de extracție a chiblelor este mult mai mică în comparație cu o săpare normală, ceea ce contribuie la reducerea vitezei și productivității la săpare precum și a adîncimii de aplicare a schemei.

Schema II (fig. XIX. 249), cu evacuarea rocilor la nivelul orizontului de bază sau de aeraj.

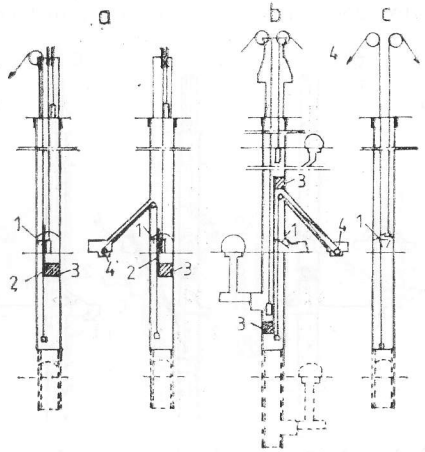


Fig. XIX.249. Adîncirea puțurilor după schema II, cu evacuarea rocilor la orizontul de bază sau de aeraj:

1 — instalație de descărcare a chiblelor; *2* — perete de protecție a compartimentului de adîncire; *3* — stîlp de rocă sau pod artificial de siguranță; *4* — instalația de extracție.

În acest caz amplasarea instalației de extracție se poate face în orizontul de bază, în orizontul de aeraj sau la suprafață, în funcție de spațiul disponibil.

Schema își găsește aplicare în condițiile în care:

— adîncimea puțului, inclusiv a tronsonului de adîncit este mai mare de 250—300 m;

— intensitatea transportului la orizontul de aeraj sau de bază este mică și se poate asigura spațiul necesar amplasării instalației de extracție și de descărcare a chiblei;

— în secțiunea puțului se poate amenaja un culoar de circulație a chiblei prin compartimentul scărilor, pe jumătatea secțiunii puțului sau pe întreaga secțiune, similar schemei I.

Avantajele acestei scheme sînt:

— se reduce înălțimea de transport a rocilor;

— instalația de extracție se poate monta în camera pompelor de evacuare a apelor sau în rampă;

— descărcarea rocii şi amplasarea instalaţiei de extracţie în orizontul de aeraj influenţează în mică măsură fluxul de transport de la orizontul de bază;

— rocile rezultate la săparea puţului se pot folosi ca rambleu.

Dezavantajele schemei sînt:

— descărcarea rocii la nivelul orizontului de bază influenţează, în general, negativ desfăşurarea transportului pe puţ şi în rampă şi invers;

— sînt necesare lucrări miniere auxiliare pentru amplasarea maşinii de extracţie care conduc la creşterea costului investiţiei şi a duratei de execuţie a adîncirii puţului.

În prezent, această schemă de extracţie se aplică cu ponderea cea mai mare la adîncirea puţurilor verticale.

Schema III (fig. XIX. 250) cu evacuarea rocilor prin lucrări miniere auxiliare.

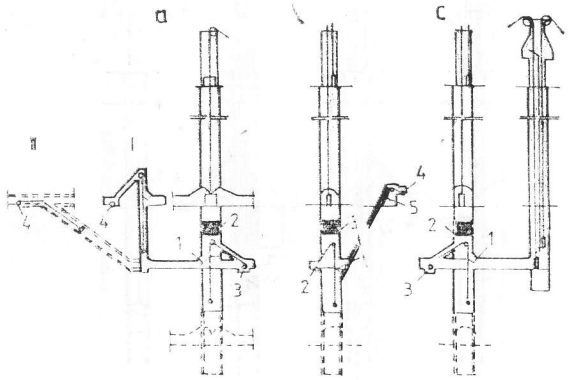


Fig. XIX.250. Adîncirea puţurilor după schema III, cu evacuarea rocilor prin lucrări miniere auxiliare :

1 — instalaţie de descărcare a chiblelor; 2 — stîlp de roca sau pod artificial de siguranţă; 3,4 — instalaţii de extracţie la adîncire; 5 — instalaţie de descărcare la orizontul de bază.

Se aplică în condiţiile în care capacitatea de transport a puţului este mare şi lipseşte spaţiul disponibil pentru amplasarea instalaţiei de extracţie şi a utilajelor necesare la adîncire.

În acest caz, sub jompul puţului, la o adîncime de 15—30 m, se crează un nou orizont de lucru, adîncirea efectuîndu-se analog executării puţurilor oarbe (fig. XIX. 250).

În condiţiile în care jompul puţului are o adîncime mare (30—50 m), caz frecvent întîlnit la puţurile verticale din bazinul carbonifer Valea Jiului, sub orizontul de bază, la o distanţă de 10—20 m, se construieşte un pod de siguranţă artificial pentru protecţia lucrărilor de adîncire.

Avantajele schemei sînt:

— lucrările de adîncire depind într-o foarte mică măsură de fluxul de transport pe puţul existent;

— săparea puţului se poate realiza după schema concomitentă, ceea ce se contribuie la creşterea vitezei de săpare;

— asigură o securitate mai mare a lucrărilor de adîncire.

Dezavantajele schemei sînt:

— necesită montarea a două maşini sau trolii de extracţie, precum şi demontarea lor la terminarea adîncirii puţului;

— costul investiţiei precum şi timpul necesar executării lucrărilor miniere auxiliare este foarte ridicat;

— la terminarea lucrărilor de adîncire, lucrările miniere auxiliare trebuie rambleiate.

Schema IV (fig. XIX. 251), cu evacuarea rocilor printr-o gaură de sondă de diametru mare, executată în axul puţului şi transportul de materiale şi personal prin puţul existent după schema II sau III, a.

Schema îşi găseşte aplicare în condiţiile în care sub orizontul de bază sînt deja executate alte lucrări miniere, iar rocile intersectate sînt stabile.

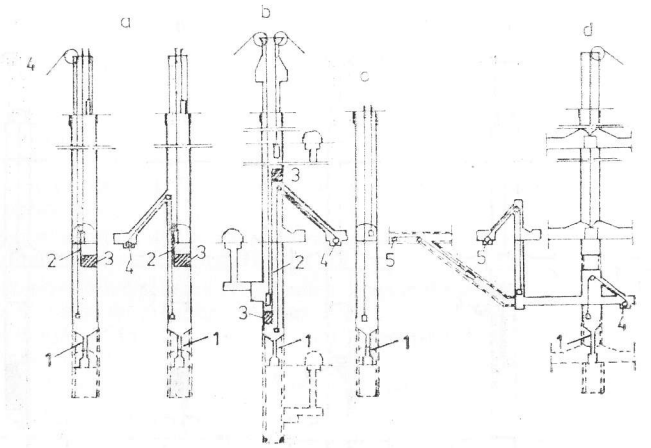


Fig. XIX.251. Adîncirea puţurilor după schema IV, cu gaura de sondă de diametru mare forată în axa puţului :

1 — gaură de sondă cu diametru mare; *2* — perete de protecţie a compartimentului de adîncire; *3* — poduri artificiale de siguranţă; *4, 5* — instalaţii de extracţie la adîncire.

În acest caz în axa puţului se execută prin forare o gaură de diametru mare (1000—1400 mm) care ulterior se lărgeşte de sus în jos, la profilul de săpare al puţului.

Principalele avantaje ale schemei sînt:

— se reduce timpul de execuţie a operaţiei de încărcare şi evacuare a rocilor care se face prin cădere liberă în gaura de sondă; — procesul de dislocare al rocilor la lărgire se realizează în condiţiile existenţei a două suprafeţe libere, ceea ce contribuie la creşterea saltului pe ciclu şi reducerea consumurilor specifice de materiale la împuşcare.

Dezavantajele schemei sînt:

— necesită instalaţii de forare perfecţionate care să asigure executarea găurii de sondă cu deviaţii mici faţă de axa puţului;

— gaura de sondă rămîne nesusţinută şi, ca urmare, în timpul lucrărilor de lărgire creşte riscul de obturare a acesteia;

— la orizontul de evacuare a rocii sînt necesare alte instalaţii mecanice de încărcare a rocilor.

Schema, datorită avantajelor pe care le prezintă, se aplică în ultimii ani într-o pondere tot mai mare la adîncirea puțurilor atît în țara noastră cît și în străinătate.

b) *Adîncirea de jos în sus:*

Schemele prezentate în fig. XIX. 252 se aplică în condițiile în care:

— la orizonturile inferioare sînt executate alte lucrări miniere din care se poate realiza o galerie de legătură pînă la axa puțului de adîncit;

— datorită spațiului restrîns și a intensității mari a transportului pe puț și în rampele acestuia nu se pot aplica schemele de sus în jos;

— rocile au o stabilitate medie și necesită o susținere imediată, iar secțiunea puțului este mare (varianta 6, tabelul XIX.80 și fig. XIX. 352, *a*);

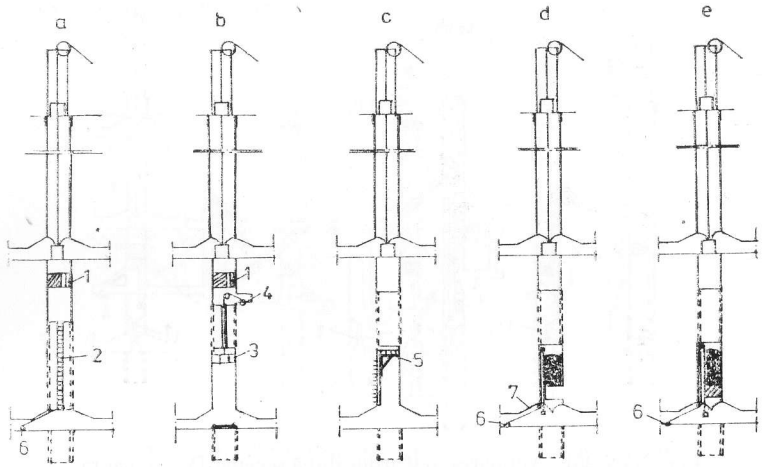


Fig. XIX.252. Scheme de adîncire a puțurilor de jos în sus:
1 — pod de siguranță artificial sau stîlp de rocă; *2* — suitoare executată în axa puțului de jos în sus; *3* — colivie suspendată; *4* — troliu pentru suspendarea coliviei; *5* — platformă mobilă de săpat suitori; *6* — troliu de extracție la săpare; *7* — rampă orizontului în pregătire.

— secțiunea puțului este redusă, iar stabilitatea rocilor este mare, ceea ce oferă condiții optime de aplicare a metodelor de săpare a suitorilor cu colivie suspendată sau platformă mobilă (variantele 7 și 8 tab. XIX.80 și fig. XIX.252, *b* și *c*);

— rocile sînt stabile și astfel se asigură securitatea necesară săpării pe întreaga secțiune de jos în sus (variantele 9 și 10; tab. XIX.80 și fig. XIX. 252, *d* și *e*).

Avantajele principale ale schemelor sînt:

— lucrările de adîncire nu sînt dependente de fluxul de transport pe puț;

— rocile rezultate la săpare sînt evacuate prin cădere liberă direct în vagonete sau pe vatra galeriilor, ceea ce contribuie la creșterea vitezei și productivității muncii la săpare.

Dezavantajele adîncirii de jos în sus sînt:

— la variantele 6, 9 și 10 transportul de materiale în timpul săpării se face cu mare dificultate;

— în roci cu stabilitate mică securitatea muncii este redusă.

În minele din țara noastră se aplică varianta 6, iar în roci stabile o combinație între varianta 6 cu 8, respectiv săparea suitorii în axa puțului cu platforma mobilă PMSSB—200/05 E.

c) *Adîncirea simultană de sus în jos și de jos în su*

Se aplică în condițiile în care sub orizontul de la care trebuie adîncit puțul sînt executate sau sînt în curs de execuție alte orizonturi intermediare (fig. XIX. 253). În asemenea situații, adîncirea se poate efectua simultan de la două sau mai multe orizonturi, prin combinarea largă a schemelor tehnologice și de extracție de sus în jos cu cele de jos în sus. Prin aplicarea metodei se asigură scurtarea duratei lucrărilor de adîncire.

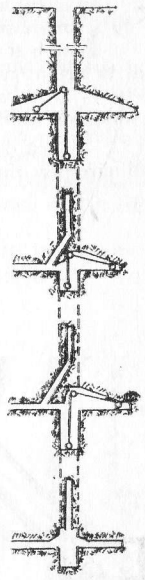


Fig. XIX.253. Adîncirea simultană a puțurilor de sus în jos și de jos în sus.

5.8.2. LUCRĂRI DE PREGĂTIRE ȘI DE ÎNCHEIERE LA ADÎNCIRE

La adîncirea puțurilor, lucrările de pregătire și de încheiere ocupă o pondere însemnată, volumul, costul și durata acestora variind în funcție de metoda, schema de extracție și tehnologia de săpare aplicată.

Cel mai mic volum de lucrări se înregistrează la aplicarea schemei I și cel mai mare la schemele III și IV *d*.

La adîncirea după schema II, schema cu cea mai mare utilizare în practică, lucrările de pregătire constau din:

— amenajarea în secțiunea puțului a compartimentului de extracție la adîncire;

— executarea lucrărilor miniere destinate instalației de extracție și troliilor;

— executarea fundațiilor și montarea instalației de extracție și a troliilor de suspendare a utilajelor;

— amenajarea spațiului necesar depozitării materialelor și construirea instalației de descărcare a chiblelor;

— curățirea jompului și amenajarea punctului de distribuție a energiei electrice la adîncire;

— construirea mijloacelor de protecție sub vasele de extracție în circulație și a instalațiilor de siguranță în compartimentul de adîncire;

— montarea instalației de aeraj și a conductelor de evacuare a apelor și de aer comprimat;

— instalarea utilajelor de preparare a betonului;

— adîncirea puțului pe un tronson de 10—15 m și introducerea utilajelor necesare la săpare.

În continuare se execută lucrările de săpare, de susținere definitivă și de amenajare a puțului pînă la cota de adîncire stabilită.

Lucrările de adîncire se finalizează prin:

— demontarea și evacuarea tuturor utilajelor de săpare din puț și din rampe;

— înlăturarea mijloacelor de protecție și a instalațiilor de siguranță, precum și amenajarea puțului în aceste zone;

— reamenajarea puțului pe tronsonul destinat compartimentului de adîncire;

— efectuarea probelor tehnologice de transport pe puț.

În cazul acestei scheme lucrările de pregătire şi de încheiere au o pondere de 30—50% din durata totală a lucrărilor de adîncire şi afectează costul investiţiei cu 30—40%.

Pentru scurtarea timpului şi reducerea costului lucrărilor de adîncire trebuie acţionat în următoarele direcţii:

— utilizarea unor tehnologii care să asigure scurtarea la minim a lucrărilor de săpare şi susţinere definitivă a puţului;

— încă din faza de proiectare a puţului să se prevadă un compartiment special de adîncire precum şi lucrările miniere necesare în acest scop;

— instalaţia de extracţie prevăzută la prima adîncire să fie refolosită şi la adîncirile ulterioare.

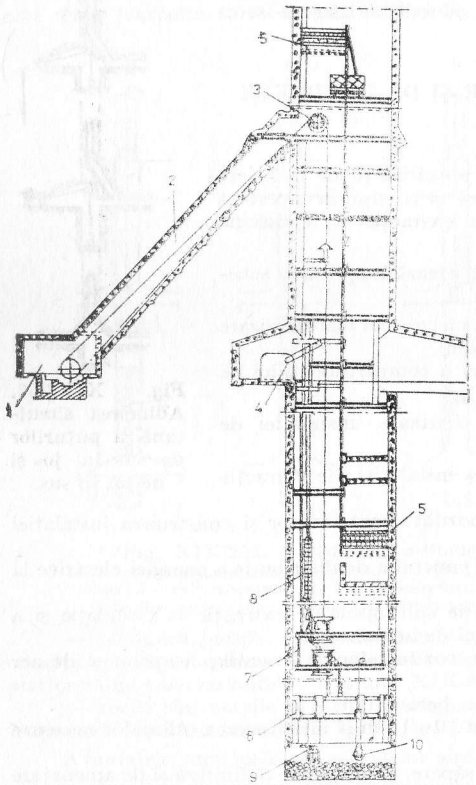


Fig. XIX.254. Amplasarea utilajelor la adîncirea puţurilor după schema II:

1 — troliu de extracţie; *2* — suitoare de cabluri; *3* — platforma molete lor; *4* — instalaţie de descărcare a chiblelor; *5* — poduri artificiale de siguranţă; *6* — cofraj mobil; *7* — pod mobil de siguranţă; *8* — scară de salvare; *9* — chibla; *10* — graifăr.

5.8.3. UTILAJE, TEHNOLOGII DE SĂPARE ŞI MIJLOACE DE PROTECŢIE PENTRU ADÎNCIREA PUŢURILOR

Utilaje pentru adîncirea puţurilor. Utilajul principal necesar la adîncirea puţurilor de sus în jos îl constituie instalaţia de extracţie, care îndeplineşte aceleaşi funcţiuni ca şi la executarea puţurilor de la zi.

La adîncirea puţurilor după schemele I*a*, II*a* şi IV*a* cea mai mare utilizare o au troliile de extracţie cu o singură tobă (tipul T-1200) şi chiblele cu o capacitate de 0,5—0,7 m³.

În condiţiile adîncirii după schemele II*a*, II*b*, III, IV*b* şi IV*d*, în general, se utilizează troliile de extracţie cu două tobe (tipurile 2T—1200 şi 2T—1600) şi chiblele cu o capacitate de la 0,5 la 1 m³.

Maşinile de extracţie se folosesc în cazul schemelor cu evacuarea rocilor la suprafaţă şi mai rar cînd evacuarea se realizează la orizonturile intermediare.

Celelalte utilaje necesare la adîncire sînt similare executării puţurilor de la zi şi se aleg după aceleaşi criterii.

În fig. XIX. 254 se prezintă amplasarea utilajelor la adîncirea unui puţ după schema II*a*.

La adîncirile de jos în sus se folosesc, în general, utilajele utilizate la executarea suitorilor prin perforare-împuşcare.

Tehnologii de săpare la adîncirea puţurilor. La adîncirea puţurilor de sus în jos tehnologiile de săpare aplicate se deosebesc într-o mică măsură de tehnologiile folosite la executarea prin perforare-împuşcare a puţurilor de la zi. În condiţiile adîncirii puţurilor după schemele I*a*, II*a* şi IV*a*, la care secţiunea compartimentului de extracţie este redusă, cea mai mare utilizare o are schema tehnologică de săpare succesivă. Schema concomitentă, îndeosebi cu susţinerea definitivă în beton monolit după cofraj glisant îşi găseşte o tot mai mare aplicabilitate la adîncirea puţurilor pe o lungime mai mare de 150 m, după schemele I*b*, I*c*, II*b*, II*c*, III, IV*a*, IV*c* şi IV*d*.

Ambele scheme tehnologice se aplică şi în etapa lucrărilor de lărgire, la adîncirea cu variantele cu gaură de sondă de diametru mare sau cu suitoare în axa puţului.

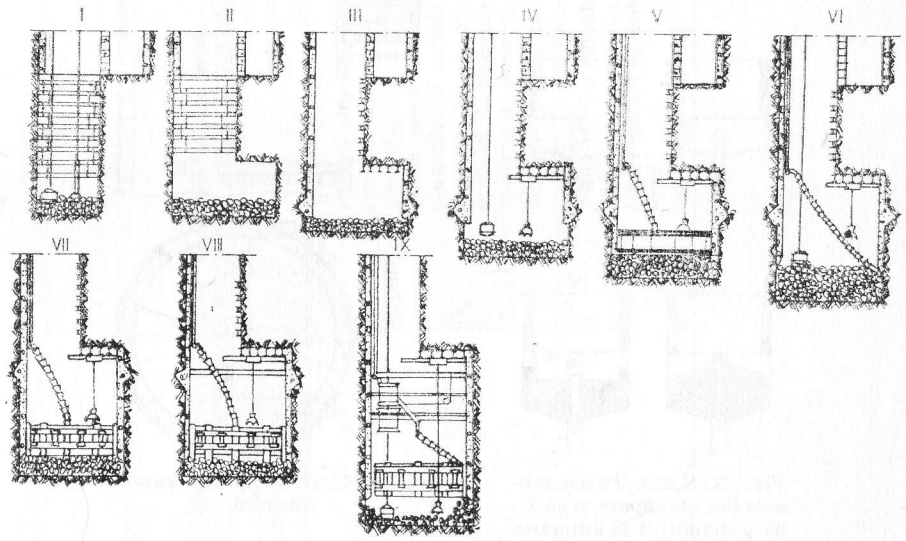


Fig. XIX.255. Fazele tehnologice la săparea şi susţinerea definitivă a puţului cu schema concomitentă.

În fig. XIX. 255 şi XIX. 256 se prezintă fazele tehnologice de săpare şi susţinere definitivă a unui puţ adîncit după variantele cu stîlp de siguranţă din rocă şi cu gaură de sondă de diametru mare forată în axa puţului.

În condiţiile adîncirii puţurilor de jos în sus pe întreaga secţiune (variantele 7, 8, 9 şi 10), tehnologiile de săpare sînt analoage celor utilizate la executarea suitorilor în roci stabile prin perforare-împuşcare.

Mijloace de protecţie la adîncirea puţurilor. Frontul de lucru la adîncirea puţurilor de sus în jos se protejează în practică cu ajutorul stîlpilor de siguranţă din rocă sau cu poduri artificiale.

Stîlpii din rocă (fig. XIX. 257) se construiesc în rocile de sub jompul puțului, pe o înălțime de 6—15 m și pe o lățime care să acopere întreg sectorul de circulație a vaselor de extracție. Secțiunea liberă rămasă servește exclusiv lucrărilor de adîncire.

Stîlpii de siguranță se construiesc numai în roci tari și compacte cu o rezistență ridicată la acțiunea apelor. În tabelul XIX. 81 este redată metodologia de dimensionare a stîlpilor de rocă.

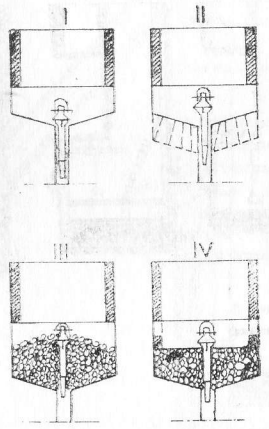


Fig. XIX.256. Fazele tehnologice de săpare și susținere definitivă la adîncirea puțurilor cu gaura de sondă de diametru mare.

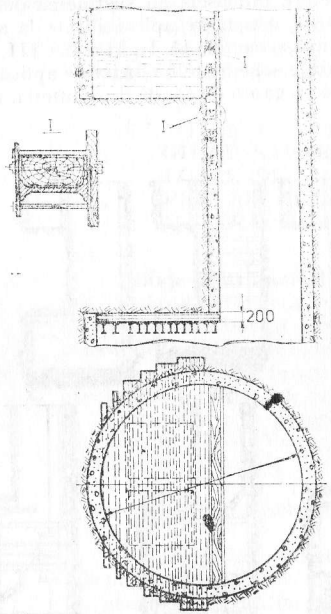


Fig. XIX.257. Stîlp de siguranță din rocă.

Podurile de siguranță artificiale au în prezent cea mai mare utilizare în practică. Ele se construiesc din metal, din beton și din lemn, sub diverse forme geometrice ca: orizontale, pană simplă, pană dublă și înclinat-multiple.

— *Podurile orizontale* (fig. XIX. 258) sînt constituite dintr-o platformă de rezistență construită din unul sau mai multe rînduri de grinzi metalice dublu T, deasupra căreia se amenajează o pernă de amortizare din rumeguș, cenușă, zgură de cazan sau fascine de lemn.

Sub platforma de rezistență sau deasupra pernei de amortizare se construiește un bazin de colectare a apelor, cu aceeași secțiune ca a podului. În ultimii ani la adîncirea puțurilor s-au generalizat podurile orizontale cu pernă de amortizare din fascine de lemn

Tabelul XIX.81

Dimensionarea stîlpilor de siguranță din rocă

Formula de calcul finală	Formule de calcul a parametrilor principali	Semnificația notațiilor	
Condiția de rezistență: $\tau \geqslant \sqrt{\frac{1,67 \cdot \Delta E \cdot \eta G}{L \cdot l \cdot h}}$	$\Delta E = Q_1 H = \frac{m v^2}{2}$;	ΔE	— energia cinetică a vasului de extracție în momentul ciocnirii cu roca;
		Q_1, m	— greutatea respectiv masa vasului de extracție;
		v	— viteza vasului de extracție în momentul ciocnirii;
	$\eta = \frac{Q_1}{Q_1 + Q_2}$;	η	— randamentul șocului după ciocnire;
		Q_2	— greutatea rocilor cuprinse în stîlp;
		G	— modulul de forfecare al rocilor din stîlp;
	$G = \frac{E_{\parallel} \cdot E_{\perp}}{E_{\perp} + 2\mu_{\perp} E_{\parallel} + E_{\parallel}}$	$E_{\parallel}, E_{\perp}$	— modulul de elasticitate al rocilor la solicitări paralele, respectiv perpendiculare pe stratificație;
		$\mu_{\perp}$	— coeficientul lui *Poisson*;
		L	— latura mică a stîlpului (se ia egală cu 0,67 din înălțimea sectorului de cerc);
		l	— latura mare a stîlpului (se ia egală cu diametrul puțului.
		h	— înălțimea stîlpului.

τ — rezistența la forfecare a rocilor din stîlp

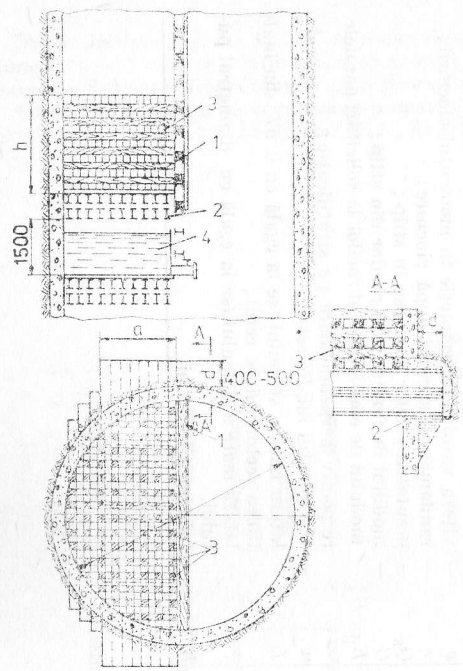


Fig. XIX. 258. Pod orizontal de siguranţă :
1 — perete de protecţie a compartimentului de adîncire ; 2 — platformă de rezistenţă din profile dublu T ; 3— pernă de amortizare din fascine de lemn ; 4—bazin de colectare a apelor.

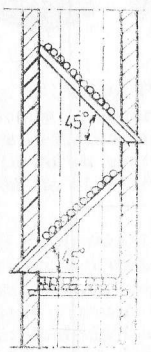


Fig. XIX.259. Pod de siguranţă înclinat-multiplu.

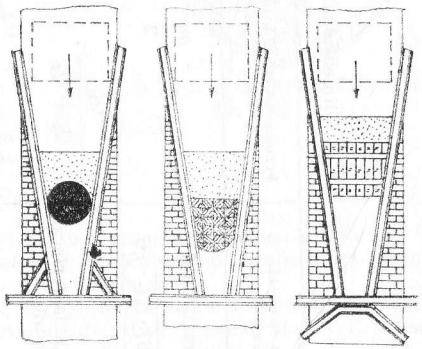


Fig. XIX.260. Poduri de siguranţă tip pană dublă cu dop de amortizare.

Tabelul XIX.82

Dimensionarea podurilor orizontale din grinzi metalice dublu T şi pernă de amortizare

Formula de calcul finală	Formule de calcul a parametrilor principali		Semnificaţia notaţiilor	
Condiţia de rezistenţă : $K_p \geqslant \Delta E$	$K_p = \frac{(NK_1 - h_p^2 q_p)[Q_1 + C_2 Q_2' + C_1(Nq_1 + P)]}{Q_1}$;	K_1	—	energia potenţială de încovoiere a platformei construită dintr-un singur rînd de grinzi ;
		N	—	numărul rîndurilor de grinzi din construcţia podului :
K_p — energia totală absorbită de pod ;		Q_1	—	greutatea vasului de extracţie ;
		H	—	înălţimea maximă de cădere ;
ΔE — energia cinetică a vasului de extracţie în momentul ciocnirii	$\Delta E = Q_1 H = \frac{mv^2}{2}$;	v	—	viteza de cădere în momentul ciocnirii ;
		M	—	masa vasului de extracţie ;
	$K_1 = n_g \cdot K_g$;	n_g	—	numărul grinzilor metalice dintr-un rînd ;
		K_g	—	energia potenţială de încovoiere a unei grinzi ;
	$K_g = \frac{16\,\sigma_T^2 \cdot I \cdot l}{15\,E\,h^2}$;	σ_T	—	limita de curgere a materialului din grindă ;
		I	—	momentul de inerţie a grinzii ;
		E	—	modulul de elasticitate ;
		h	—	înălţimea profilului grinzii ;
		l	—	lungimea maximă a grinzilor între reazeme ;
		l_p	—	înălţimea pernei de amortizare ;
	$q_p = \frac{K_1}{h_{p\,max}^2}$;	Q_2'	—	greutatea activă a pernei ;
		q_1	—	greutatea unui rînd de grinzi ;
		q_p	—	energia consumată de pod pentru preluarea sarcinii statice dată de greutatea pernei de amortizare cu o înălţime de 1 m ;
	$h_p = \frac{Q_2^{max} - P}{F \cdot \gamma}$	$l_{p\,max}$	—	înălţimea maximă a pernei de amortizare ;
		Q_2^{max}	—	sarcina admisibilă pe care o poate prelua un rînd de grinzi ;
		γ	—	greutatea volumetrică a materialului din pernă ;
		F	—	suprafaţa pernei ;
		C_1	—	coeficient care ţine seama de masa specifică a grinzilor şi a peretelui lateral al podului ($C_1 = 0,5$) ;
		C_2	—	coeficient care ţine seama de proprietăţile absorbante ale materialului din pernă ($C_2 = 4$ la zgură ; $C_2 = 8$ la rumeguş ; $C_2 = 11$ la fascine) ;
		P	—	greutatea plăcii aflate deasupra grinzilor.

Observaţie : Prin modificarea numărului de rînduri al grinzilor şi a înălţimii pernei de amortizare se poate realiza o construcţie a podului care să satisfacă condiţia de rezistenţă.

şi cu bazinul de colectare a apelor amplasat sub platforma de rezistenţă. Metodologia de dimensionare a podurilor orizontale este prezentată în tabelul XIX. 82.

— *Podurile de siguranţă înclinat-multiple* (fig. XIX 259), concepţie a specialiştilor din bazinul carbonifer Valea Jiului, sînt constituite din trei platforme de rezistenţă: două înclinate la 45° şi una orizontală.

Platformele se construiesc dintr-un rînd de grinzi metalice dublu T, care se căptuşesc la partea superioară cu un rînd de bile de lemn pentru uniformizarea şi amortizarea şocului.

Simplitatea şi rezistenţa sporită a construcţiei au făcut ca acest tip nou de pod să-şi găsească în prezent o mare utilizare la adîncirea puţurilor din ţara noastră.

Podurile de siguranţă tip pană (fig. XIX. 260) se caracterizează printr-o construcţie complicată şi costisitoare.

Ca urmare, ele se folosesc numai în cazurile în care celelalte tipuri de poduri nu satisfac condiţia de rezistenţă la cădere a vaselor de extracţie.

5.9. SĂPAREA ŞI SUSŢINEREA CONSTRUCŢIILOR MINIERE DIN JURUL PUŢULUI

5.9.1. RAMPE DE PUŢURI

Rampele reprezintă racordurile dintre puţuri şi orizonturile existente sau proiectate ale unei mine.

Tipurile şi dimensiunile rampelor se aleg în funcţie de producţia anuală a minei, de diametrul puţului, de natura vaselor de transport, de modul de înlocuire a vagonetelor goale cu altele pline în colivii, de dimensiunile utilajelor sau a materialelor lungi ce se coboară pe puţ, de modul cum se racordează puţul de lucrările miniere din subteran şi de numărul şi gabaritele utilajelor ce urmează să fie montate în rampe pentru deservirea transportului. Deoarece prin rampe se desfăşoară întreaga activitate de transport a minei sau sectorului, acestea au secţiuni mai mari decît celălalte lucrări miniere. Lăţimea rampei în punctul de racordare cu puţurile dreptunghiulare este egală cu latura lungă a puţului, iar la puţurile circulare, egală sau mai mare ca diametrul puţului. Înălţimea rampelor este de 3—3,5 m la cele susţinute în lemn şi de 3,5—6 m la cele susţinute în beton. Înălţimea şi lăţimea rampelor se menţin constante pe o lungime de 6—15 m, fiind determinată de tipul utilajelor ce se montează pentru asigurarea circulaţiei vagonetelor la puţ şi de la puţ.

La minele cu capacităţi mari de producţie, rampele, datorită instalaţiilor de care sînt deservite şi modului de construcţie a circuitului puţurilor, asigură un singur sens de circulaţie a vagonetelor. Sensul de circulaţie în rampele de la orizonturile intermediare sau de la ultimul orizont al puţurilor este invers sensului de circulaţie de la suprafaţă sau de la orizontul superior al puţurilor oarbe.

La puţurile de aeraj sau cînd activitatea de transport este redusă, se construiesc *rampe unilaterale* (fig. XIX. 261). În acest caz puţul este legat de zăcămînt printr-o singură lucrare minieră, de obicei galerie transversală, pe care circulaţia vagonetelor este realizată cu trolii sau locomotive de mină. Introducerea vagonetelor în colivii se face manual sau cu împingătoare pneumatice cu dimensiuni reduse. Vagonetele scoase din colivie intră în circuitul de transport printr-o a treia linie ferată montată în rampă, prin intermediul unei plăci rotative.

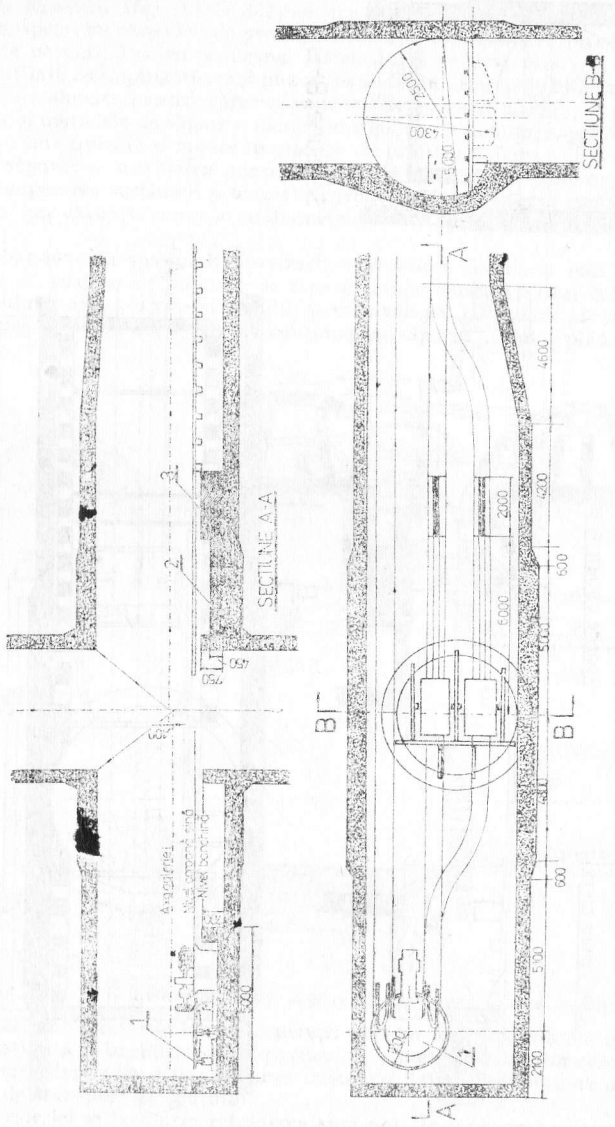


Fig. XIX.261. Rampă unilaterală:
1 — placă turnantă; 2 — fundaţie împingător pneumatic; 3 — fundaţie frîne.

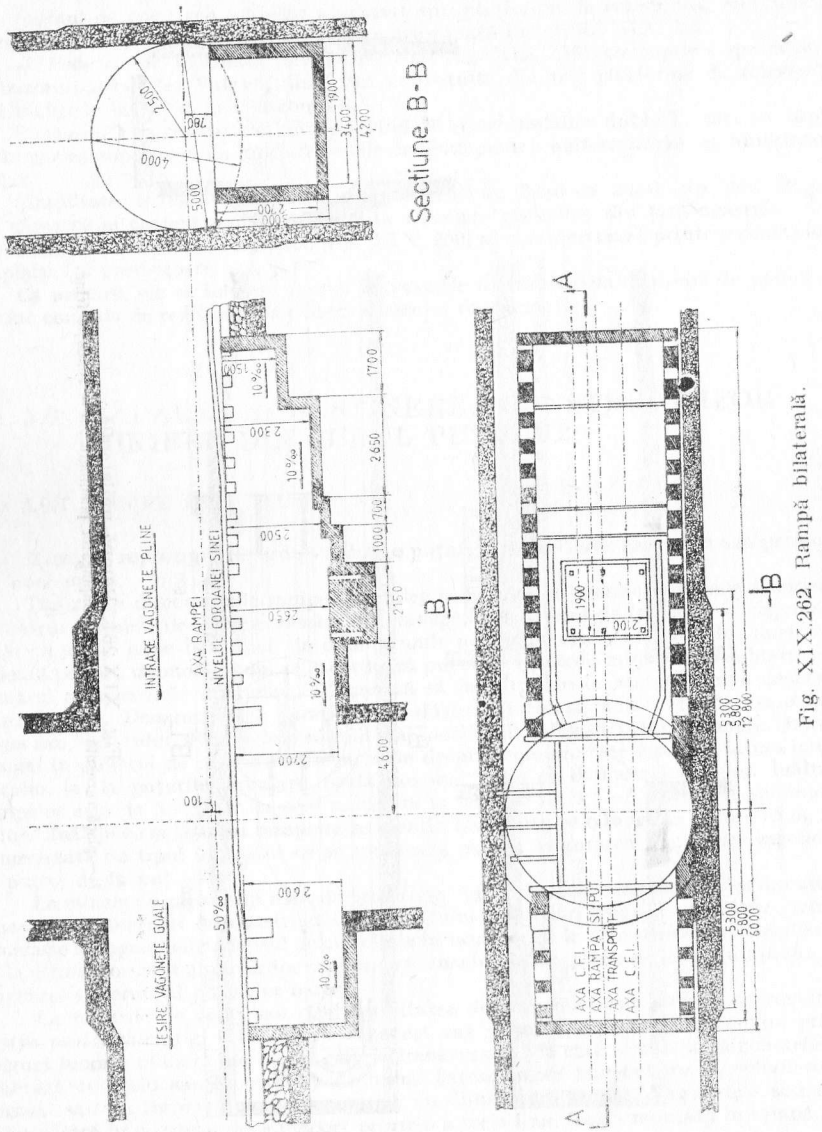


Fig. XIX.262. Rampă bilaterală.

Rampele bilaterale (fig. XIX. 262) se construiesc pentru puţurile cu o activitate intensă de transport, cu diametre de peste 4 m, în care coliviile sînt dimensionate pentru două vagonete pe etaj. Pentru reducerea personalului de deservire şi a efortului fizic, rampele sînt utilate cu împingătoare şi poduri basculante. Rampele bilaterale se continuă cu circuite dimensionate pentru gararea vagonetelor pline şi goale.

Profilele şi metodele de săpare a lucrărilor miniere de înaintare, printre care şi rampele puţurilor, sînt tipizate şi redate în albume cu profile miniere.

Pentru săparea şi susţinerea rampelor s-au prevăzut două tehnologii :

— cu recuperarea susţinerii provizorii a profilului lărgit în roci compacte, cu tărie medie şi mare. Fac excepţie rampele cu diametrul boltei de 5,5 şi 6,0 m, din cauza deschiderilor mari ;

— cu abandonarea susţinerii provizorii a profilului lărgit, la roci cu tărie mică.

Săparea şi susţinerea rampelor se face în etape succesive (fig. XIX. 263). Cînd adîncirea puţului a ajuns la nivelul stabilit pentru rampe, pe ambele părţi ale puţului se lasă ferestre nesusţinute, după care se continuă cu săparea puţului pînă la cota finală.

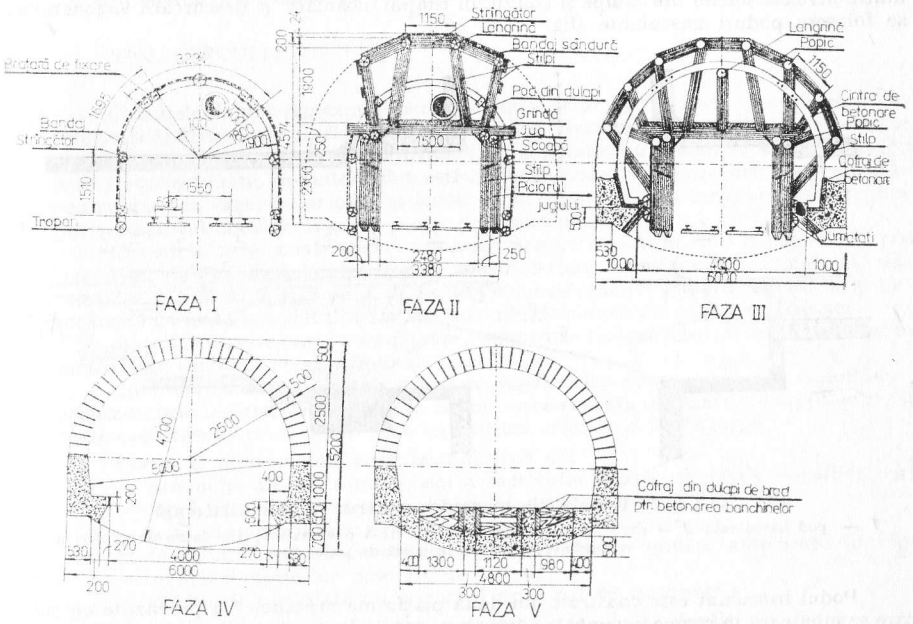


Fig.XIX.263. Tehnologia de săpare şi susţinere a unei rampe.

Rampele se atacă din ferestrele lăsate în pereţii puţului, prin executarea unei galerii cu profil redus, susţinută cu armături metalice (faza I). Lungimea galeriilor corespnde cu lungimea rampei, iar direcţia lor se fixează provizoriu prin 3 fire cu plumb care materializează una din axele de transport ale puţului.

Lărgirea galeriei se face prin retragerea spre puţ. În interiorul galeriei se construieşte din lemn o susţinere provizorie de formă dreptunghiulară, întărită cu juguri. Pe

grinda susținerii provizorii se montează un pod de lucru din dulapi de lemn, de pe care începe lărgirea bolții rampei, după ce grinda metalică a galeriei înaintașe a fost răpită. Spațiul lărgit se susține cu longrine întărite cu stringători, care se sprijină prin stîlpi de grinda susținerii provizorii (faza II). Lungimea longrinelor se ia de 2—3 m, în funcție de tăria și stabilitatea rocilor. În continuare se lărgesc pereții galeriei și se montează cintrele metalice de betonare, care vor susține în timpul execuției bolta și pereții de beton ai rampei. Pe cintrele de betonare se fixează de jos în sus cofrajele de betonare, montate odată cu ridicarea pereților (faza III). Pe măsura avansării betonării se răpesc armăturile provizorii cu care s-a făcut lărgirea galeriei înaintașe.

În cazul cînd lucrările se execută în roci cu tărie mică și cu stabilitatea redusă, materialele de susținere provizorie cu care s-a făcut lărgirea nu se mai răpesc. În acest caz, pentru a menține profilul rampei, respectiv grosimea pereților conform proiectului, secțiunea de lărgire va fi mai mare. Ultima fază a lucrărilor prevede betonarea vetrei rampei sau betonarea fundațiilor instalațiilor care deservesc transportul.

În rampele bilaterale ale puțurilor cu diametre de peste 4 m, pe care transportul se face cu colivii cu două vagonete așezate cap la cap, pentru compensarea nepotrivirilor dintre nivelele șinelor din rampe și colivii, în timpul încărcării și descărcării vagonetelor, se folosesc poduri basculante (fig. XIX. 264).

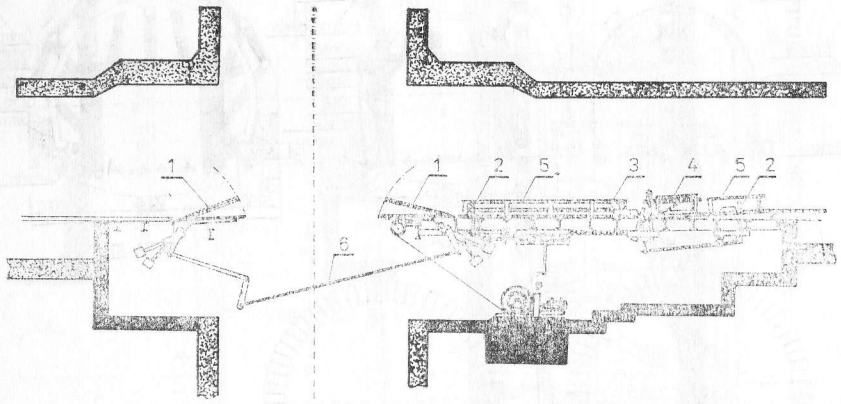


Fig. XIX.264. Instalațiile mecanice dintr-o rampă bilaterală :

1 — pod basculant; *2* — opritor; *3* — împingător; *4* — frînă pneumatică; *5* — cadru de ghidare a vagonetelor; *6* — bară metalică de acționare.

Podul basculant este construit din două platforme metalice (*1*) prevăzute cu șine, care se montează în rampe pe ambele părți ale puțului. Podurile basculante, după sosirea coliviei la orizont, sub acțiunea greutății vagonetelor încărcate se așază cu capetele pe platforma coliviei, formînd cu aceasta o cale continuă de trecere pentru vagonete. Cele două poduri basculante așezate la capetele opuse coliviei sînt legate între ele printr-o bară metalică (*6*) care impune funcționarea lor simultană.

Convoiul de vagonetele pline care trebuiesc evacuate din subteran, prin rulare liberă datorită pantelor automotoare din circuit, după ce au fost decuplate ajung în

rampa puțului unde sînt reținute de opritorul (*2*) montat în pantă. Din opritor intră în frînă, unde își reduc viteza pentru a putea fi preluate de împingător (*3*).

Pentru împingerea vagonetelor pline în colivie se folosește un împingător (*3*) electric care este antrenat de un lanț *Gall* fără sfîrșit. La capătul împingătorului, înaintea podului basculant, se mai găsește un opritor de siguranță, pentru a împiedica căderea vagonetelor în puț în cazul cînd colivia n-a ajuns în rampă și convoiul de vagonete a trecut de frînă. Platformele podului basculant în poziție de repaus sînt cu capetele ridicate sub acțiunea unor contragreutăți și se sprijină de colivie numai în momentul cînd sînt apăsate de greutatea vagonetelor.

Vagonetul care pătrunde primul în colivie deplasează cu roțile sale o sanie (o bară transversală) care alunecă pe cele două șine pînă la partea opusă intrării, unde se blochează împiedicînd ieșirea vagonetelor pline din colivie.

Podul basculant împreună cu căile de rulare din rampa plinelor sînt situate cu 80—100 mm deasupra celor din partea vagonetelor goale, pentru a se putea crea o pantă suficientă circulației libere a vagonetelor goale din momentul ieșirii lor din colivie. Diferența de nivel se realizează prin amplasarea rampei vagonerelor pline la o cotă superioară sau prin montarea instalației de împins vagonete în poziția optimă.

5.9.2. CIRCUITE DE PUȚ

Circuitele de puț reprezintă lucrările miniere care fac legătura între puțurile de extracție și galeriile principale de transport. Prin intermediul circuitelor se evacuează producția minei și se face aprovizionarea subteranului cu materiale și vagonete goale. Avînd aceste funcții, circuitele sînt astfel dimensionate ca să asigure spații de rezervă pentru gararea vagonetelor pline și goale, ca în eventualitatea întreruperii extracției pe puț transportul în subteran să se poată desfășura normal.

Circuitele ce se construiesc în prezent permit un singur sens de circulație pentru vagonete datorită instalațiilor cu care sînt înzestrate. Pe o ramură a circuitului, vagonetele pline se îndreaptă spre puțul de extracție, iar pe cealaltă ramură vagonetele goale sau încărcate cu materiale sînt dirijate spre locurile de muncă din cadrul sectoarelor.

În cea mai mare parte a circuitelor, vagonetele rulează liber datorită pantelor automotoare cu care sînt prevăzute liniile ferate.

Cursivitatea transportului, dirijarea vagonetelor pentru evitarea deraierilor sînt asigurate prin instalațiile montate în circuit, care constau din lanțuri orizontale și elevatoare compensatoare de nivel, frîne cu opritori, macaze și împingători.

Forma și dimensiunile circuitelor depind de:
- producția anuală a minei sau a sectorului pentru circuitele puțurilor oarbe;
- tipul vaselor de extracție și capacitatea acestora;
- felul și numărul instalațiilor mecanice montate în circuit;
- felul, numărul și dimensiunile construcțiilor miniere amplasate în circuit;
- numărul puțurilor deservit de circuit;
- modul de racordare cu orizontul principal de transport.

Puțurile dimensionate pentru capacități mici de producție sînt legate de restul lucrărilor miniere prin galerii de acces, care se execută cu profil dublu, iar în zona rampei, cu profil triplu (fig. XIX.265). Pe una din linii, vagonetele pline după ce au fost decuplate se îndreaptă spre puț, fie împinse de locomotivă, fie prin rulare liberă datorită pantei căii ferate de 5—7‰. Pe linia alăturată, vagonetele goale cuplate sînt trase pe pantă inversă cu un troliu pînă la punctul unde se atașează de locomotivă.

Pentru introducerea vagonetelor pline în colivie se folosește un împingător electric, iar în rampa din partea opusă se montează un dispozitiv de întoarcere a vagonetelor goale.

La puțurile dimensionate pentru o producție importantă se construiesc circuite cu două ramuri: una pentru vagonete pline, iar cealaltă pentru vagonete goale sau umplute cu materiale. Pe ambele ramuri vagonetele circulă liber datorită pantelor automotoare a liniilor ferate. Pantele necesare circulației vagonetelor pline sînt mai mici decît cele necesare vagonetelor goale, dar în ambele cazuri se ține cont de razele de curbură ale galeriilor și de felul instalațiilor ce se montează în circuit.

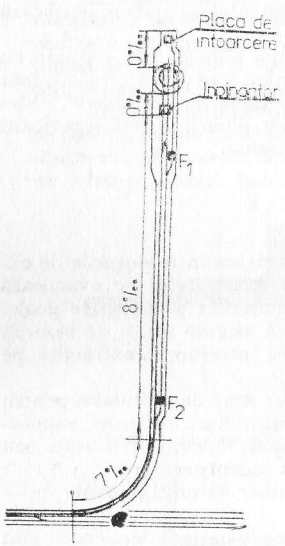


Fig. XIX.265. Galerie de acces la puț:
1 — placă de întoarcere; *2* — împingător.

În ramura plinelor, pe porțiunile drepte, se aplică o pantă de $8-10‰$, care crește pînă la $10-12‰$ în porțiunile curbe. La ieșirea din frîne, la macaze și la intrarea în dispozitivul împingătoarelor este necesară o pantă de $18-20‰$.

În ramura goalelor, după părăsirea puțului, liniile ferate se montează cu o pantă de $12-14‰$, care crește la $20-22‰$ înainte și după lanțul compensator. În curbe se adoptă o pantă de $18-20‰$.

Pentru a împiedica deraierea vagonetelor, mai ales în zona macazelor se montează frîne cu opritoare, iar în curbe șine de ghidare.

Deoarece în punctul de ramificație a celor două ramuri ale circuitului și în dreptul puțului cotele liniilor ferate pentru ambele sensuri de circulație trebuie să fie identice, ca să se compenseze diferența de nivel creată de sensul diferit de înclinare a liniilor, pe ramura plinelor de coborîre spre puț, iar pe ramura goalelor cu coborîre de la puț spre ramificație, în circuitul goalelor se intercalează un plan înclinat prevăzut cu lanț elevator pentru ridicarea vagonetelor. Înclinarea planului compensator nu va depăși $12-14°$, aceasta putînd fi reglată prin adoptarea unei lungimi corespunzătoare.

În fig. XIX.266 este reprezentat un circuit automotor construit pentru extragerea unei producții zilnice de 4 000 t cărbune și 1 000 vagonete de steril. Circulația vagonetelor în galeria de ocol se realizează în felul următor: trenul cu vagonete pline tras de locomotivă electrică cu troleu înaintează în circuit pînă la macazul *M*. Aici locomotiva se decuplează de tren și trece pe linia a doua, unde cu ajutorul unui cablu legat de unul din vagonetele pline pune în mișcare garnitura care, datorită pantei descrescînde, rulează pînă la frîna F_1. Ieșit din frînă trenul înaintează încet, pînă ce vagonetele sînt decuplate, două cîte două, de un muncitor adăpostit într-o nișă a circuitului. În continuare vagonetele sînt antrenate de un lanț orizontal (*A*) care le dă impuls să circule libere pe două linii, pînă la frînele F_3 și F_4 montate în rampă. Aici, vagonetele sînt preluate de dispozitivul de împingătoare și introduse în colivie.

Vagonetele pline, care intră în colivie, tamponează pe cele goale și le scot în rampă, de unde printr-o singură linie se îndreaptă spre lanțul elevator compensator de nivel (fig. XIX.267), care le ridică pînă la cota impusă prin proiect. După părăsirea planului înclinat, linia se bifurcă și vagonetele goale sau cele încărcate cu materiale

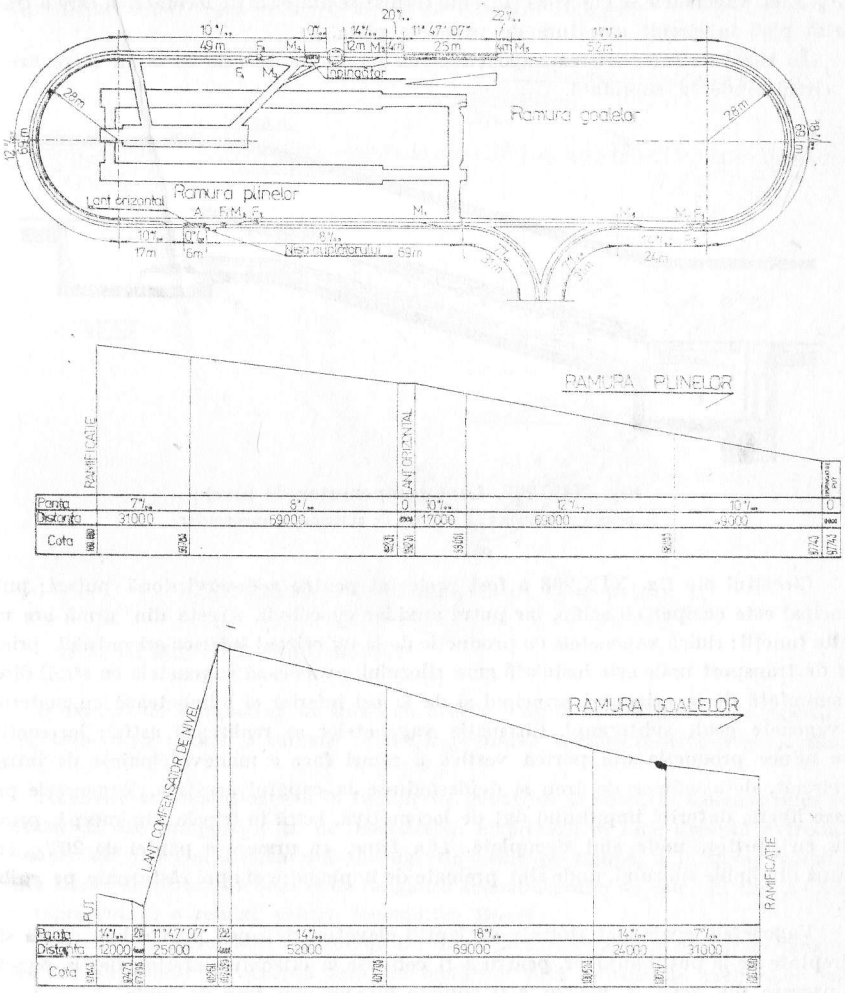


Fig. XIX.266. Circuit cu pante automotoare.

rulează liber pînă în apropierea ramificaţiei circuitului, unde sînt oprite de frînele F_5 şi F_6. Aici vagonetele se cuplează şi trenul format se ataşează de locomotiva care a transportat pînă în circuit garnitura de vagonete pline.

În cazul de faţă, trierea vagonetelor cu producţie de cele cu steril se realizează în circuitul de la suprafaţă.

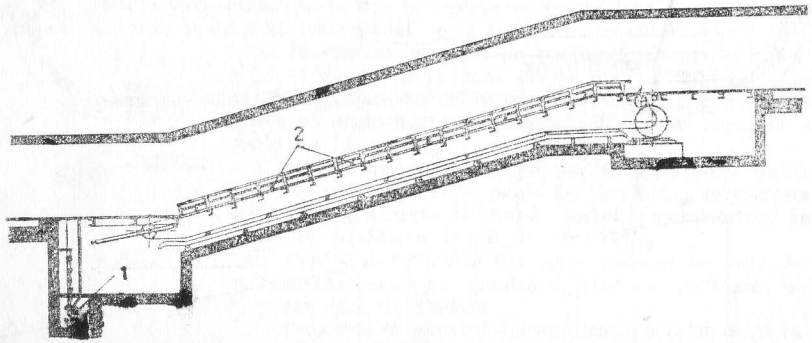


Fig. XIX.267. Lanţ compensator de nivel:
1 — pompă pneumatică; *2* — piesă de antrenare a vagonetelor.

Circuitul din fig. XIX.268 a fost proiectat pentru a deservi două puţuri; puţul principal este echipat cu schip, iar puţul auxiliar cu colivii. Acesta din urmă are mai multe funcţii: ridică vagonetele cu producţie de la un orizont inferior orizontului principal de transport unde este instalată gura silozului, evacuează vagonetele cu steril direct la suprafaţă de la orizontul principal şi de la cel inferior şi alimentează cu materiale şi vagonete goale subteranul. Circulaţia vagonetelor se realizează astfel: locomotiva care aduce producţia din partea vestică a minei face a manevră înainte de intrare în circuit, detaşîndu-se de tren şi deplasîndu-se la capătul acestuia. Vagonetele prin rulare liberă, datorită impulsului dat de locomotivă, intră în frînele din rampă, prevăzute cu opritor, unde sînt decuplate. Din frîne, ca urmare a pantei de 20‰, trec pe una din liniile silozului, unde sînt preluate de împingător şi apoi răsturnate pe culbutor.

Vagonetele goale sînt ridicate de lanţul elevator, de unde prin rulare liberă sînt îndreptate fie la puţul auxiliar, pentru a fi coborîte la orizontul inferior, fie la punctul de parcare din zona *A* pentru a fi cuplate într-un nou tren de goale.

Trenurile cu producţia sosită din partea estică a minei înaintează pe galeria-direcţională de legătură, pînă ce ultimul vagonet trece de ramura vestică a circuitului. Apoi, împinse de locomotivă, vagonetele trec pe linia întîi, pe care urmează aceeaşi cale descrisă anterior.

Vagonetele pline provenite de la puţul auxiliar parcurg un traseu mai scurt pe un circuit secundar, care se leagă direct de circuitul rincipal.

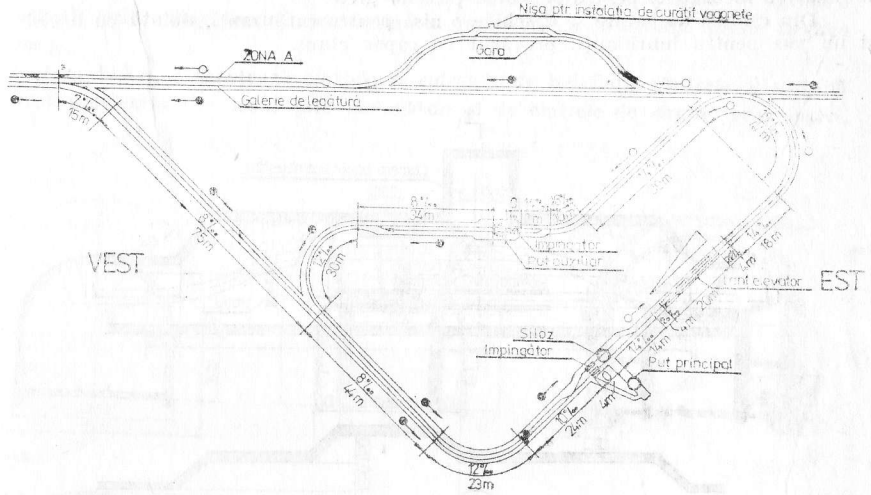


Fig. XIX.268. Circuit complex cu două puţuri.

5.9.3. REMIZE DE LOCOMOTIVE

O remiză de locomotivă de mină cu ardere internă se compune din galeriile de acces, camera de garare şi camera pentru depozitarea combustibilului şi a lubrifianţilor.

Remizele se dimensionează în funcţie de gabaritul şi numărul locomotivelor care urmează să fie adăpostite şi de necesitatea amplasării în linie dreaptă a troliului, a rampei de vizitare, a planului înclinat de acces pe rampă, a lungimii racordului liniilor ferate cu planul înclinat şi de lungimea schimbătorului de cale. În fig. XIX.269 este reprezentată o remiză pentru locomotive Diesel.

Galeriile de acces sînt în număr de două, deoarece remiza depăşeşte lungimea de 10 m, pînă unde se acceptă aerisirea lucrărilor prin difuzie. Se execută cu vatră betonată, conform tehnologiilor redate în albumul de profile tipizate. La intrare sînt montate uşi metalice prevăzute cu grătare pentru circulaţia aerului.

Camera de garare — remiza propriu zisă — se construieşte cu profil de rampă de puţ care în dreptul rampei de vizitare este suprainălţat cu 1,2 m. Rampa de vizitare are o lungime de 4,15 m şi o înălţime de 0,9 m la care locomotiva poate avea

acces printr-un plan înclinat cu panta de 10°. Camera de garare este înzestrată cu un troliu manual pentru ridicarea pe estacadă a locomotivelor avariate şi o grindă metalică cu profil de I-36 pe care circulă un cărucior de care este ataşat un palan manual cu melc (5 t) pentru ridicarea pieselor grele.

Din camera de garare se deschide o nişă pentru carburanţi, dotată cu o cisternă şi un vas pentru lubrifianţi, prevăzut cu capac etanş.

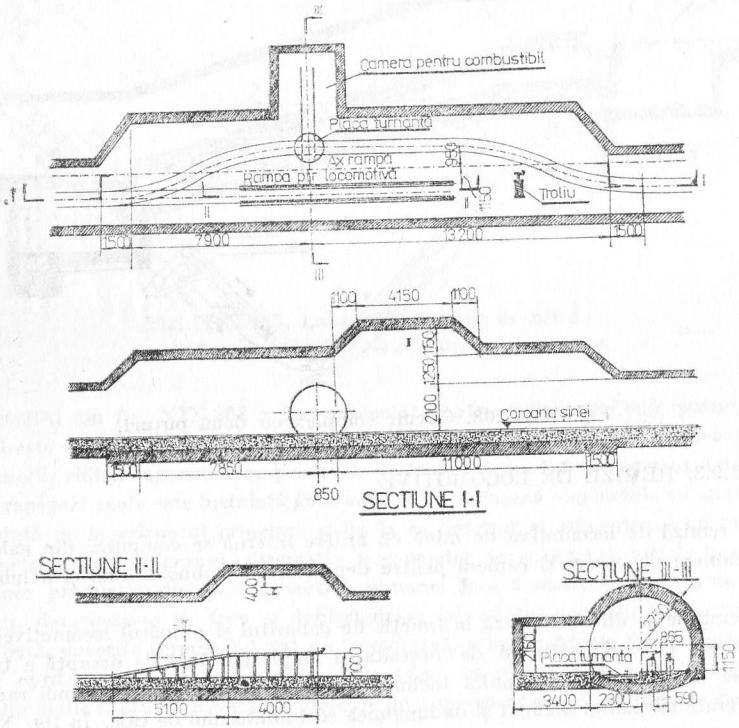


Fig. XIX. 269. Garaj subteran pentru locomotive Diesel.

Tehnologia de execuţie a remizei în zona de suprainălţare este redată prin cinci faze de lucru (fig. XIX.270).

În faza I-ii se execută galeria înaintaşă susţinută cu armături metalice culisante de tipul TH, formate din trei cadre, stîlpii fiind sprijiniţi pe tropane.

În galerie se montează grinzi dispuse longitudinal, susţinute de stîlpi şi întărite cu strîngători. Pe partea superioară a cadrului se construieşte un pod din dulapi de lemn, de pe care începe lărgirea bolţii galeriei, după ce s-a răpit grinda armăturii metalice (faza II). Spaţiul lărgit se susţine cu cintre metalice care se sprijină pe grinzile longitudinale prin strîngători. După susţinerea provizorie a tavanului începe lărgirea pereţilor.

În faza III-a se montează cintrele şi cofrajele de betonare. Cintrele se sprijină de cadrul provizoriu din lemn prin strîngători şi de cintrele de lărgire prin popici,

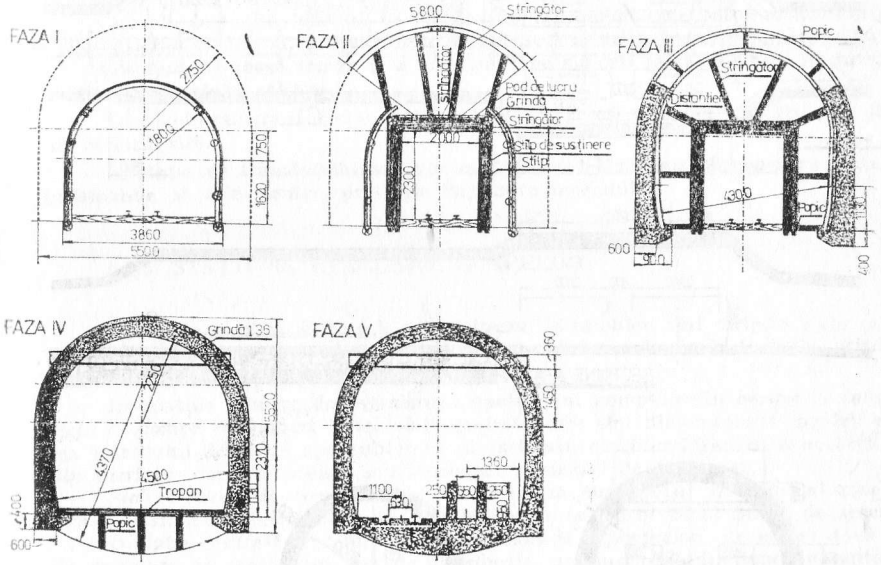


Fig. XIX.270. Tehnologia executării remizei de locomotive.

astfel că formează o susţinere rigidă pentru cofrajele de betonare. Betonarea începe de la vatră şi se termină cu închiderea bolţii, după ce în prealabil a fost montată grinda care susţine macaraua.

După întărirea betonului se răpeşte susţinerea provizorie din lemn şi calea ferată şi începe lărgirea vetrei (faza IV).

Betonarea estacadei locomotivei se face simultan cu betonarea vetrei, cofrajele fiind montate pe tropane care se sprijină de pereţii galeriei.

5.9.4. STAŢII DE TRANSFORMATOARE

Din considerente funcţionale şi de exploatare echipamentele electrice de înaltă şi joasă tensiune se amplasează în subteran, cît mai aproape de locurile de muncă mari consumatoare de energie electrică.

Lucrările miniere aferente staţiei se dimensionează astfel ca să se asigure condiţii optime de manevrare, montare şi exploatare a utilajelor din staţie. Ele constau

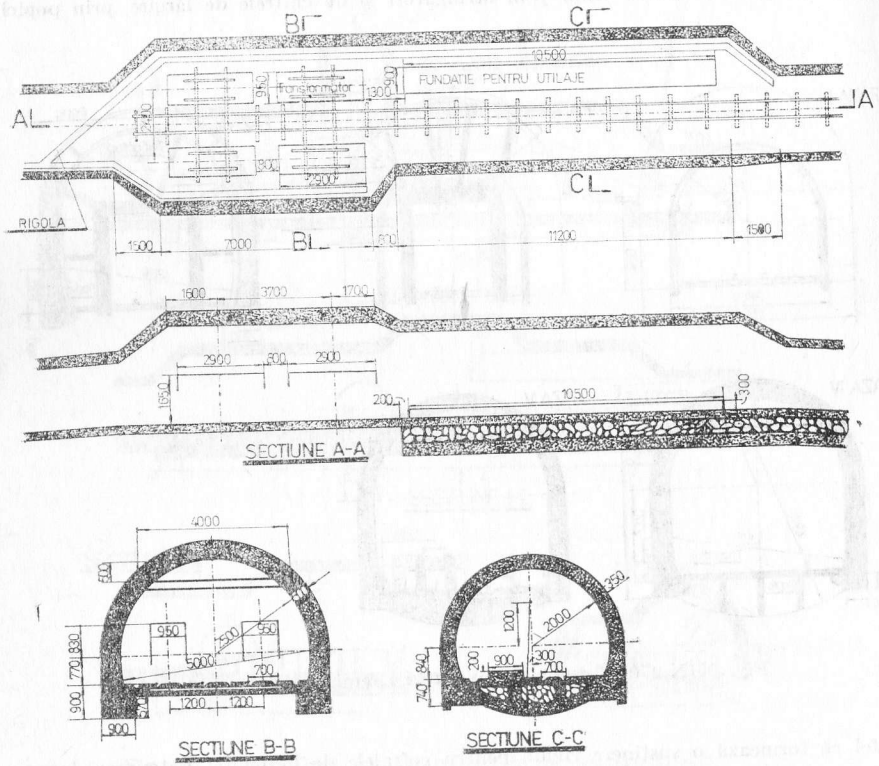


Fig. XIX.271. Staţie de transformatoare.

din două galerii de acces, camera transformatoarelor şi camera întrerupătoarelor pentru celule antigrizutoase şi antideflagrante.

Profilele galeriilor de acces şi a camerelor sînt tipizate.

Camera transformatoarelor se execută cu profil de rampă, iar camera întrerupătoarelor cu profil de galerie dublă, în ambele cazuri vetrele se betonează pe toată

suprafaţa. În vatră sînt amenajate canale pentru pozarea cablurilor, acoperite cu plăci prefabricate din beton armat. Nivelul vetrei camerelor este mai sus decît nivelul vetrei galeriilor din apropiere cu 0,3—0,4 m, pentru a evita o eventuală inundaţie ce s-ar putea produce în jurul staţiei. Pentru colectarea apelor de infiltraţie, în vatra camerelor se practică rigole cu vărsare în canalul de scurgere al apelor din galeria de acces.

Detaliile constructive ale lucrărilor miniere sînt redate în fig. XIX. 271.

Staţia este echipată cu patru transformatoare, celule de înaltă tensiune şi cofrete de joasă tensiune. Transformatoarele sînt dispuse simetric faţă de axa lucrării miniere, pe suporţi confecţionaţi din şine. Aşezarea transformatoarelor pe suporţi se realizează prin intermediul unui palan cu melc prevăzut cu cărucior de rulare cu capacitate de 3,2 t. Calea de rulare este încastrată în lucrarea minieră, perpendicular pe axa galeriei, o grindă putînd fi utilizată pentru deservirea a două transformatoare.

Celulele de înaltă tensiune se montează pe o fundaţie de beton ridicată deasupra vetrei galeriei cu 0,3 m, dispusă de-a lungul unei laturi a lucrării miniere.

Cofrajele de joasă tensiune se montează pe suporţi metalici fixaţi în vatră, respectiv în peretele galeriei.

Accesul în camera staţiei se realizează prin două uşi metalice prevăzute cu obloane şi închizătoare.

În staţia de transformatoare vor mai găsi loc lăzile metalice pentru materialele inflamabile şi cele pentru protecţie împotriva incendiilor.

5.9.5. STAŢII ŞE EVACUARE A APELOR

Apele de infiltraţie şi cele provenite de la rambleu sînt dirijate p rin canale în bazine de colectare, de unde se evacuează la zi sau în bazinele de la orizonturile superioare, cu ajutorul unor pompe puternice.

Instalaţiile miniere de evacuare a apelor sînt compuse din *bazine de colectare* şi *staţii de pompe*. Se împart în instalaţii *centrale*, care sînt dimensionate pentru evacuarea întregului debit de ape subterane şi instalaţii *auxiliare*, pentru evacuarea apelor din lucrările miniere situate sub orizontul principal de transport.

Staţia centrală de evacuare a apelor se plasează lîngă puţul principal al minei, fiind legată de ramura vagonetelor pline a galeriilor de ocol prin două galerii de acces.

O staţie centrală se compune dintr-o cameră a pompelor, de obicei două bazine de colectare al apelor, un puţ de distribuţie, un canal de aducţiune, o suitoare de refulare şi mai multe galerii şi suitori de legătură dintre construcţiile principale.

Bazinele de colectare a apelor, respectiv de decantare a materialului în suspensie, au vatra cu 4—5 m sub nivelul vetrei camerei pompelor. Ele sînt dispuse simetric pe ambele părţi a camerei pompelor şi au o cădere de 1—2‰ spre puţul de distribuţie.

Capacitatea minimă a bazinelor trebuie să corespundă debitelor apelor de infiltraţie pe timp de 12 ore la afluenţă normală. Pentru ca să se împiedice pătrunderea unor materiale mai mari în bazinele de colectare, în canalul galeriei de acces a apelor se montează un grilaj metalic care se curăţă periodic.

Bazinele de decantare trebuiesc astfel amplasate ca să se permită curăţirea lor, cel puţin o dată la 6 luni, de nămolul depus pe vatră. Pentru curăţire se întrerupe accesul apelor în bazin, iar nămolul se încarcă în vagonete sau într-un schip special, care pe timpul curăţirii (sifonării) se montează în locul uneia din coliviile puţului. În cazul cînd pentru evacuarea nămolului se folosesc vagonete, accesul la bazine se face

prin plane înclinate deservite de cîte un troliu. Nămolul este diluat prin hidromonitoare şi pompat cu pompe de noroi în vagonete, sau se încarcă mecanic cu maşini de încărcat sau cu screpere.

Cînd instalaţiile miniere de evacuare a apelor sînt amplasate lîngă puţurile auxiliare pe care transportul se face cu colivii uşor de înlocuit cu schipuri, evacuarea nămolului se poate face prin sifonare. În acest caz sub cota orizontului, la circa 14—16 m, se sapă o rampă de sifonare care este legată de bazinele de colectare a apelor printr-un sistem de suitori cu înclinare mare, pe care sînt montate tuburi cu diametrul de minimum 300 mm. Noroiul de pe fundul bazinului, diluat cu apă pentru a fi adus în stare de curgere, pătrunde în conducta de sifonare prin absorbţie şi de acolo în schip, cu care este adus la suprafaţă.

Parametrii de săpare a bazinelor de evacuare a apelor se determină în funcţie de debitul apelor de infiltraţie. În fig. XIX.272 este reprezentată o staţie principală de evacuare al apelor construită pentru o mină cu o capacitate anuală de producţie de 1 milion de tone şi cu un debit relativ al apelor de infiltraţie de 1 m^3/t. Debitul pe oră va fi:

$$Q_i = \frac{1 \cdot 1\,000\,000}{365 \cdot 24} = 114 \text{ m}^3/\text{h}$$

Pentru a se putea înmagazina o cantitate de apă de infiltraţie pe timp de 12 ore, este necesar de realizat un bazin cu un volum de

$$V = 12 \cdot Q_i = 12 \cdot 114 = 1\,368 \text{ m}^3. \qquad (5.124)$$

Din „Albumul cu profile tipizate" s-a ales pentru bazin un profil circular zidit (GDZ—9,7), cu o secţiune liberă de 11,35 m^2. Deoarece în bazin se va decanta pe parcurs şi sterilul fin antrenat de apele de infiltraţii, suprafaţa utilă a profilului s-a redus cu 20%, ajungînd la 9,08 m^2.

Lungimea totală a bazinului a fost calculată cu relaţia:

$$L = V/S = 1\,368/9{,}08 = 150 \text{ m} \qquad (5.125)$$

S-a prevăzut construirea a două bazine cu o lungime de 75 m, pentru a se putea asigura curăţirea lor succesivă.

Camera de pompe este aşezată paralel cu cele două bazine, avînd instalate trei agregate de pompe, împreună cu tot aparatajul necesar acţionării lor ca: motoare, transformatoare, întrerupătoare, conducte etc.

Camera este legată de circuitul puţului prin două intrări deoarece depăşeşte lungimea de 10 m. Conform normelor departamentale de protecţie a muncii, vatra camerei pompelor este ridicată cu 0,5 m deasupra vetrei galeriilor care colectează apele în bazinele staţiei, iar postamentul pompelor este situat cu 0,5 m deasupra podelei camerei. Pompele se instalează într-un singur rînd, paralel cu latura lungă a camerei, în jurul lor trebuind să existe un spaţiu liber de cel puţin 0,8 m necesar reviziei sau reparaţiilor.

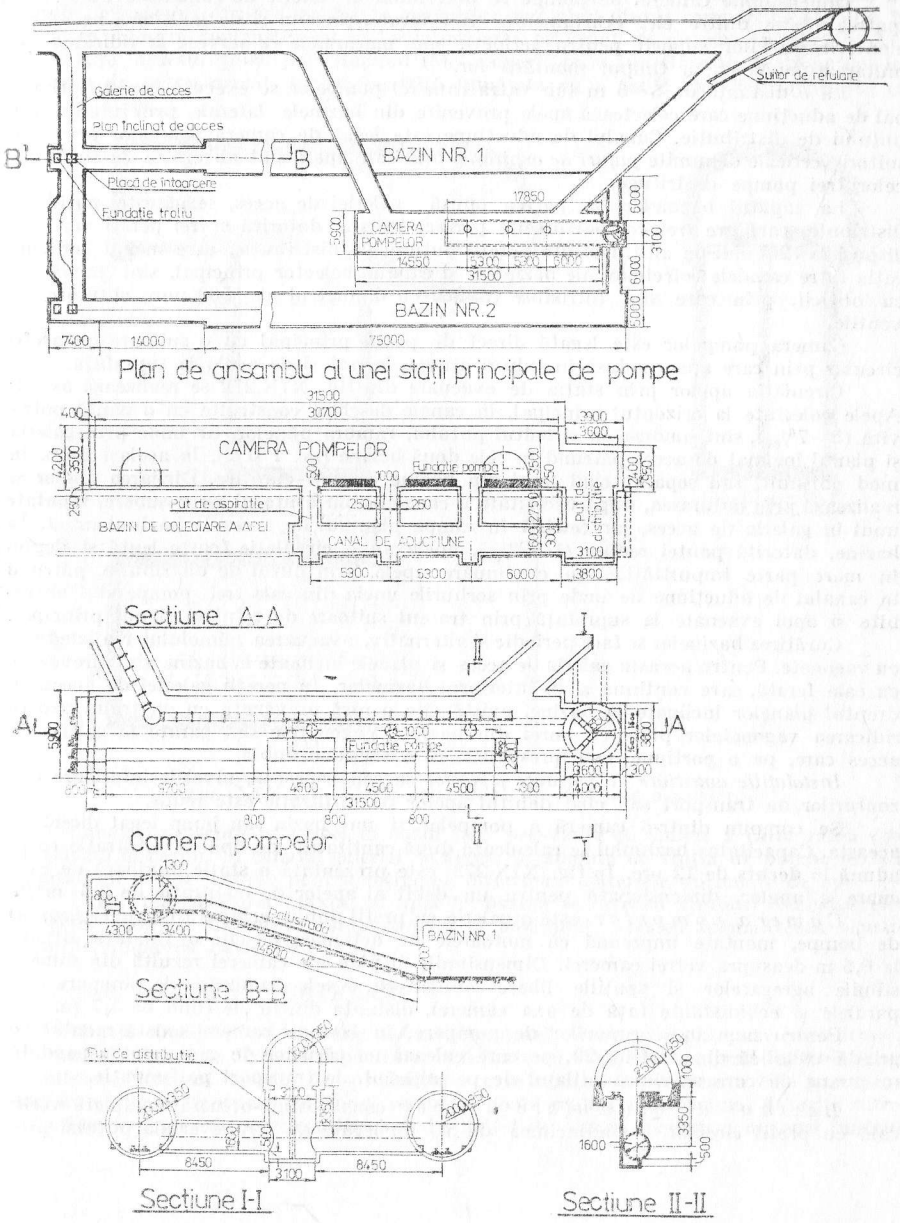


Fig. XIX.272. Staţie principală de evacuare a apelor.

Dimensiunile camerei de pompe se determină în funcţie de fundaţiile utilajelor, spaţiile libere dintre ele, ecartamentul căii ferate, precum şi de înălţimea necesară montării grinzilor suporţi pentru scripeţii sau macaralele ce servesc la ridicarea şi mutarea pompelor în timpul montării lor.

La o distanţă de 5—6 m sub vatra camerei pompelor se execută canalul principal de aducţiune care colectează apele provenite din bazinele laterale, prin intermediul puţului de distribuţie. Canalul de aducţiune este legat de camera pompelor prin trei suitori verticale denumite *puţuri de aspiraţie*, prin care apele sînt absorbite de sorburile celor trei pompe centrifuge.

La capătul bazinelor, în partea opusă galeriei de acces, se găseşte puţul de distribuţie care are trei compartimente perfect izolate, datorită a trei pereţi verticali dispuşi la 120° unii de alţii. Doi din pereţii puţului de distribuţie, care închid comunicaţia între canalele colectoare ale bazinelor şi canalul colector principal, sînt prevăzuţi cu orificii, prin care sînt introduse tuburi, cu diametrul de 500 mm, obturate cu ventile.

Camera pompelor este legată direct de puţul principal cu o suitoare cu profil circular prin care apa condusă în tuburi ajunge la puţ şi de acolo la suprafaţă.

Circulaţia apelor prin staţia de evacuare din fig. XIX.272 se realizează astfel: Apele colectate la orizontul principal, în canale deschise construite cu o pantă potrivită (5—7‰), sînt conduse în circuitul puţului, ramura plinelor, de unde prin galeria şi planul înclinat de acces pătrund în cele două bazine (nr. *1* şi 2), în acelaşi timp, în mod obişnuit, sau separat cînd unul din bazine este în curăţire. Dirijarea apelor se realizează prin obturarea, după necesităţi, a canalelor cu ajutorul unor şubere, montate unul în galeria de acces, iar celălalt în rampa planului de acces la bazinul nr. *1*. În bazine, datorită pantei reduse (1—2‰), apele au o circulaţie foarte lentă şi depun în mare parte impurităţile. În continuare apele, prin puţul de distribuţie, pătrund în canalul de aducţiune de unde prin sorburile uneia din cele trei pompe sînt absorbite şi apoi evacuate la suprafaţă prin traseul suitoare de refulare şi puţ principal.

Curăţirea bazinelor se face periodic şi alternativ, evacuarea nămolului realizîndu-se cu vagonete. Pentru aceasta galeria de acces şi planele înclinate la bazine sînt prevăzute cu cale ferată, care continuă şi în interiorul bazinelor. În pereţii galeriei de acces, în dreptul planelor înclinate la bazine, există cîte o nişă prevăzută cu un troliu pentru ridicarea vagonetelor pline cu noroi din bazine. Vagonetele sînt garate în galeria de acces care, pe o porţiune, este prevăzută cu o secţiune dublă.

Instalaţiile auxiliare de evacuare a apelor se construiesc la nivelele inferioare orizonturilor de transport sau cînd debitul apelor de infiltraţie este redus.

Se compun dintr-o cameră a pompelor şi un bazin sau jomp legat direct de aceasta. Capacitatea bazinului se calculează după cantitatea de apă de infiltraţie ce se adună în decurs de 12 ore. În fig. XIX.273 este prezentată o staţie auxiliară de evacuare a apelor, dimensionată pentru un debit al apelor de infiltraţie de 3,5 m^3/h.

Camera pompelor este o galerie cu profil dublu echipată cu două grupuri de pompe, montate împreună cu motoarele de acţionare pe cîte o fundaţie situată la 0,5 m deasupra vetrei camerei. Dimensiunile în plan ale camerei rezultă din dimensiunile agregatelor şi spaţiile libere obligatorii. Axele grupurilor de pompare sînt paralele şi echidistante faţă de axa camerei, distanţa dintre ele fiind de 1,7 m.

Pentru montarea grupurilor de pompare, în tavanul camerei există montată o grindă metalică din profil I-22, pe care rulează un cărucior de care este suspendată macaraua cu care se ridică utilajul de pe mijlocul de transport pe fundaţie.

Bazinul de acumulare a apei constă dintr-o lucrare minieră verticală cu profil circular, cu adîncimea de 5,7 m, legată de transversala puţului prin două canale de colectare a apelor. Bazinul are două compartimente despărţite printr-un perete, cu scopul dirijării apelor în perioada cînd unul dintre compartimente este în curăţire. Fiecare compartiment al bazinului este prevăzut cu o scară metalică pentru a asigura accesul pînă jos. Bazinul este acoperit pe o jumătate de secţiune cu un planşeu de beton armat, iar pe cealaltă jumătate cu o tablă metalică prevăzută cu uşi de acces.

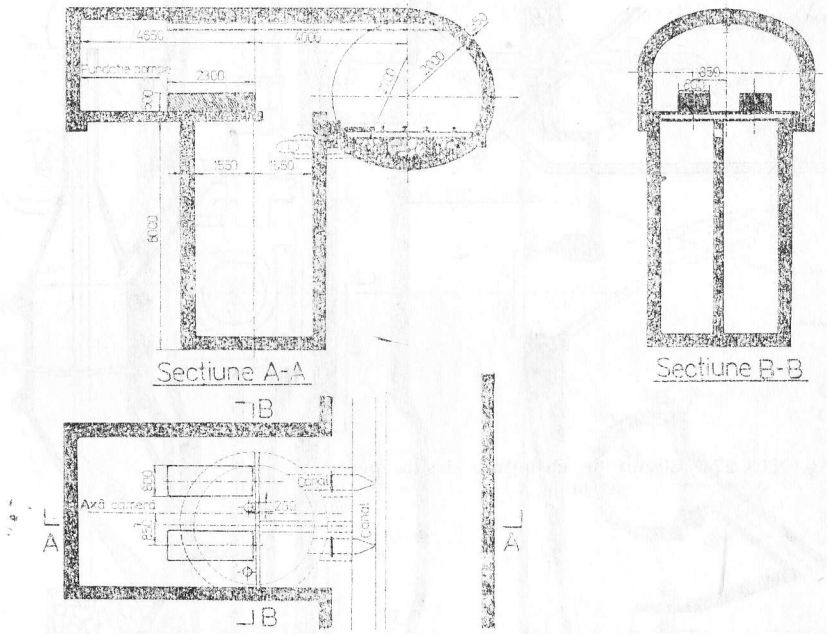


Fig. XIX.273. Staţie secundară de evacuare a apelor.

Canalele de scurgere a apei în bazin sînt prevăzute cu şubere a căror ramă este încastrată în beton. În canalul galeriei de acces, în amonte de staţia de pompe, există montat un grătar metalic pentru reţinerea diferitelor materiale antrenate de ape.

Urmărirea nivelului maxim al apei în bazine se face cu ajutorul indicatoarelor de nivel, montate în fiecare compartiment al bazinului. Acestea semnalizează acustic şi optic umplerea bazinelor.

5.9.6. SILOZURI SUBTERANE

Minele moderne de cărbune se caracterizează, printre altele, prin concentrarea producţiei în abataje de mare capacitate, înzestrate cu utilaje cu un grad înalt de complexitate. Volumul sporit de producţie ce se realizează pe această cale presupune asigurarea unui transport continuu, ce nu se poate realiza întotdeauna, datorită întreruperilor cauzate de starea utilajelor. În astfel de cazuri, pentru a nu opri funcţio-

narea abatajelor, în flux se intercalează silozuri tampon pentru stocarea producţiei. Silozurile se dimensionează la nivelul producţiei unui schimb şi se amplasează, de obicei, în centrul de greutate al sectorului, între galeria de bază a orizontului productiv şi orizontului principal de transport.

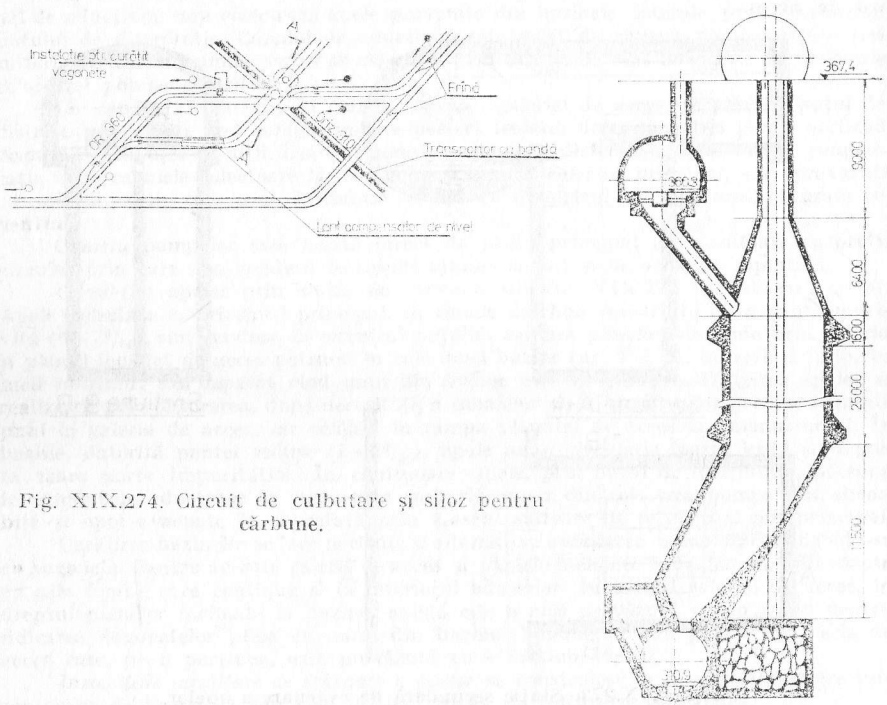


Fig. XIX.274. Circuit de culbutare şi siloz pentru cărbune.

În fig. XIX.274 şi XIX.275 este reprezentat un siloz de cărbune de la o mină din Valea Jiului, amplasat într-un circuit construit special pentru acest scop la orizontul 360.

Circuitul este prevăzut cu împingătoare în ramura plinelor, cu un culbutor situat deasupra gurii laterale a silozului şi un dispozitiv de curăţit vagonete în ramura goalelor (fig. XIX.276). Cărbunele rezultat în urma curăţirii vagonetelor este transportat pe o bandă de cauciuc, montată într-un plan înclinat scufundat în vatra galeriei, pînă la siloz.

Silozul are o capacitate de 1 200 t, fiind prevăzut la partea superioară cu o ramificaţie prin care cărbunele culbutat din vagonete şi cel rezultat de la instalaţia de curăţit vagonete este introdus însiloz.

Pentru construirea silozului s-a executat în prealabil o suitoare verticală armată în desiş, prevăzută cu două secţii: una pentru evacuarea sterilului, iar cealaltă pentru aeraj, transportul materialelor şi circulaţia personalului.

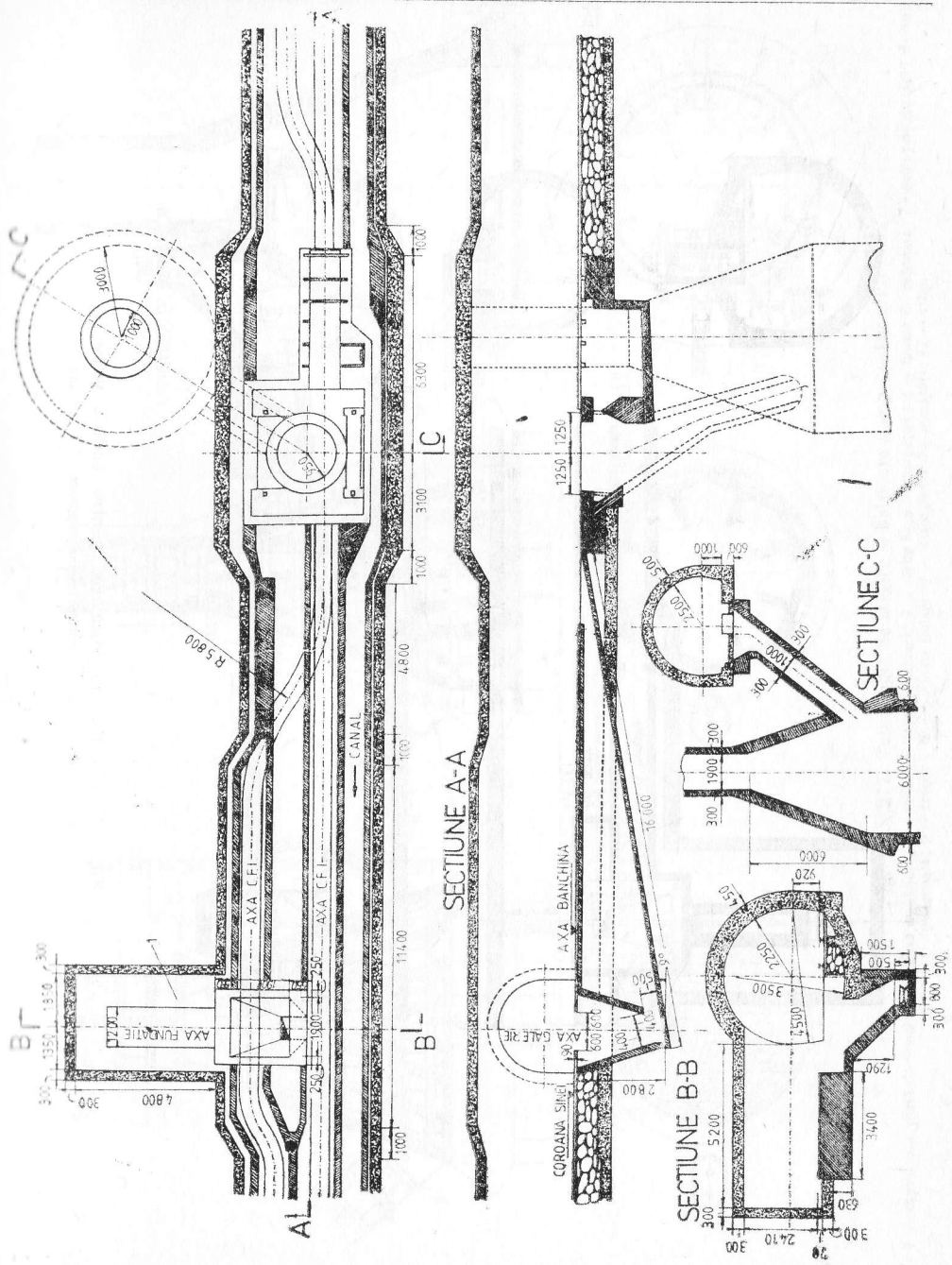


Fig. XIX.275. Circuit de culbutare al unui siloz :

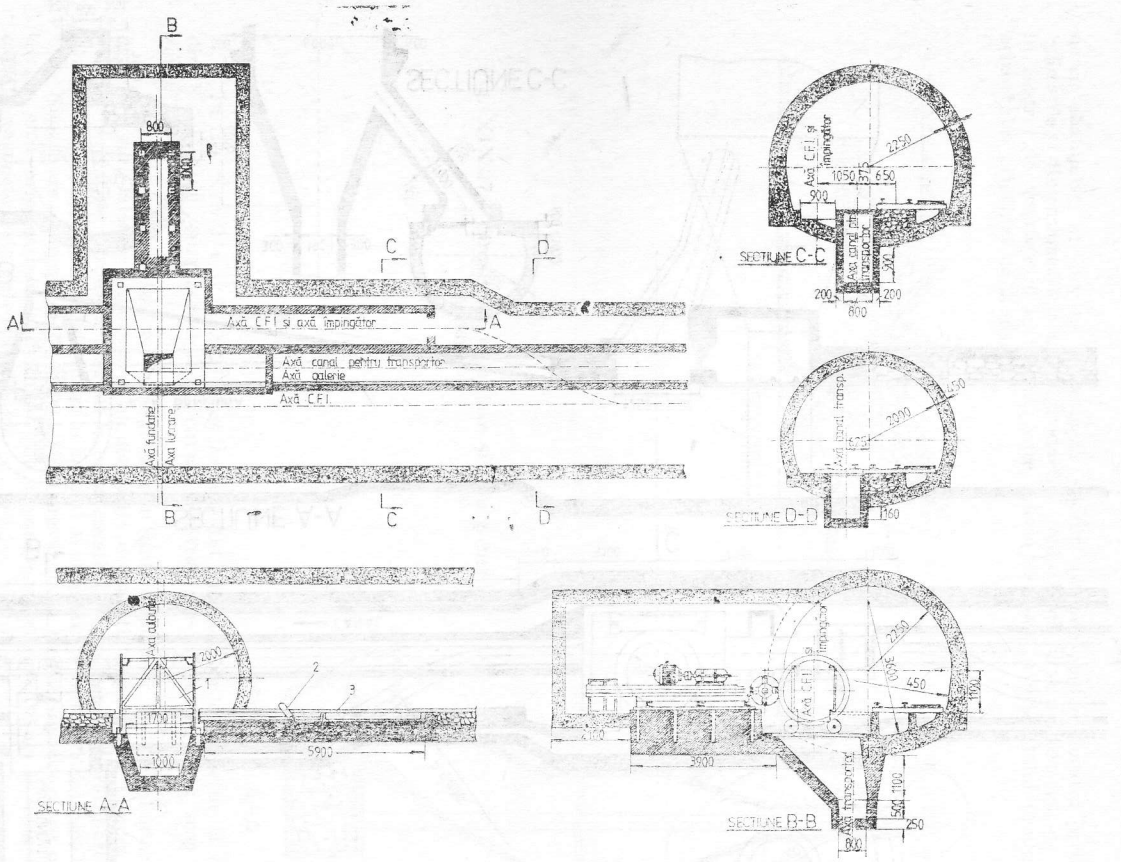


Fig. XIX.276. Camera instalaţiei pentru curăţit vagonete:
1 — culbutor; *2* — instalaţie pentru împins vagonete; *3* — coroana şinei.

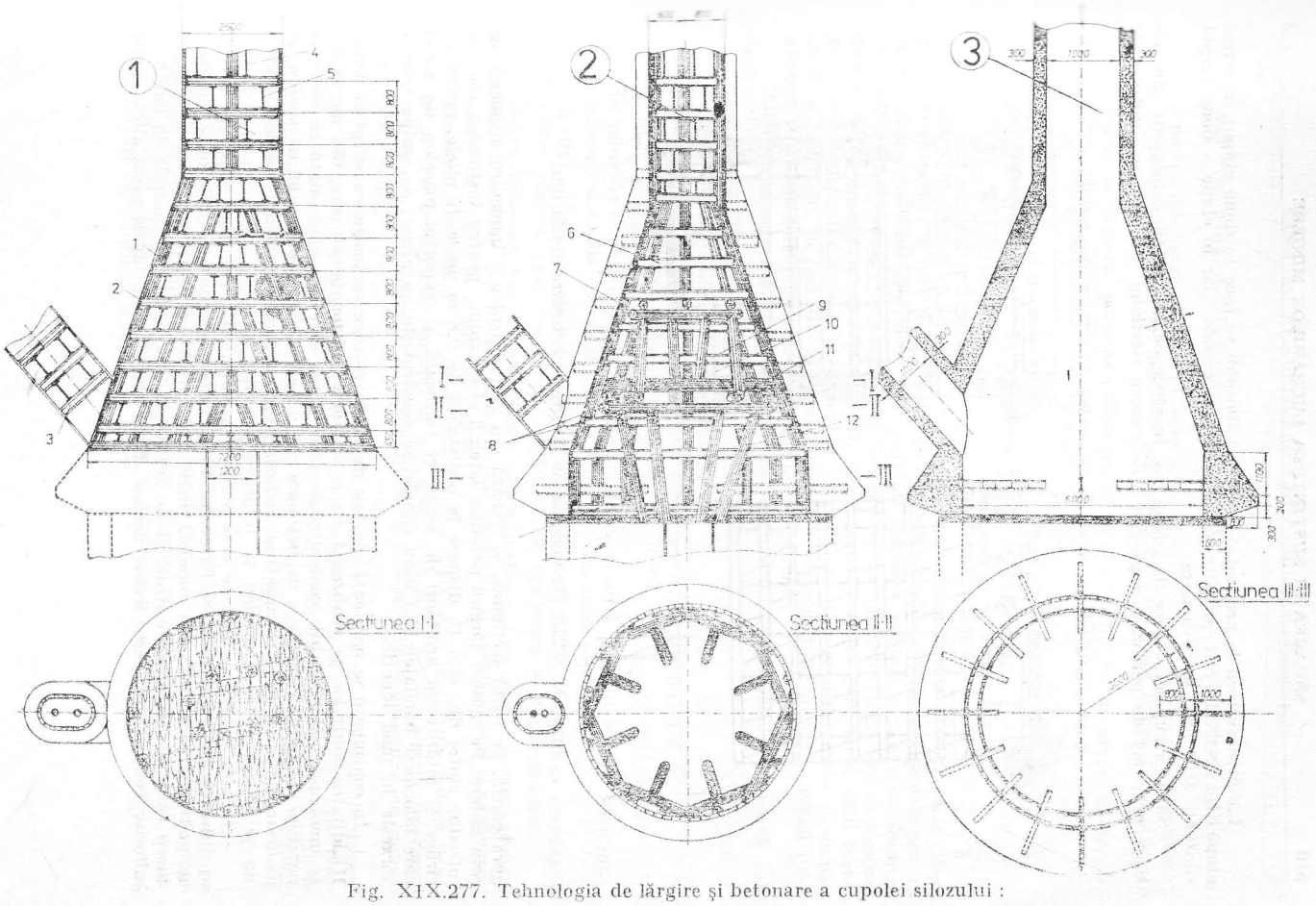


Fig. XIX.277. Tehnologia de lărgire şi betonare a cupolei silozului:
1 — căptuşeală plasă de sîrmă; *2* — cintră de săpare; *3* — cintră de săpare suitoare; *4* — cîrlig S; *5* — distanţier; *6* — cintră de betonare; *7* — cofraj de dulapi; *8* — susţinere poligonală; *9* — tropan; *10* — pod din dulapi *11* — stringători din jumătăţi; *12* — stîlp.

Lărgirea suitorii la profilul definitiv al silozului se face în două etape: în prima etapă (fig. XIX.277) se lărgeşte şi se betonează cupola, iar în etapa a doua corpul silozului şi pîlnia de evacuare.

Săparea cupolei se face de sus în jos, lucrările de lărgire fiind începute din suitoare prin metoda perforare-împuşcare. Evacuarea sterilului se face pe suitoare la

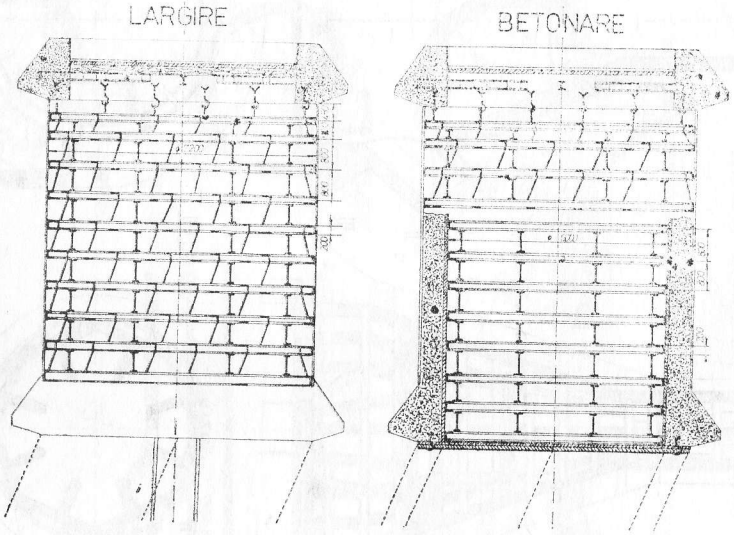


Fig. XIX.278. Tehnologia de lărgire şi betonare a silozului.

gura căreia, pe toată secţiunea, se fixează un grătar pentru a împiedica accidentările prin cădere. Pe măsura lărgirii pereţilor laterali ai silozului, pentru susţinerea zonei se introduc cintre din oţel U, dispuse la o distanţă de 0,8 m unele de altele, prinse cu cîrlige şi întărite cu armături de lemn, ce formează şi suportul plaselor de sîrmă care înlocuiesc bandajele. La baza cupolei se construieşte un picior de sprijin care se lărgeşte în mod identic.

În continuare se montează cintrele de betonare care se susţin cu stîlpi de lemn. Rigiditatea cintrelor se realizează cu o susţinere poligonală pe care, din loc în loc, se montează poduri mobile confecţionate din dulapi, care se mută odată cu ridicarea pereţilor de beton. Lucrările de betonare încep de la nivelul piciorului de sprijin, cu avansare de jos în sus, betonul fiind coborît pe o ţeavă cu Ø100 mm. Cintrele de lărgire nu se răpesc, ele contribuind la întărirea pereţilor.

În faza a doua se lărgeşte şi se betonează corpul silozului (fig. XIX.278) care se sprijină, de asemenea, pe un picior de sprijin. Înainte de începerea lucrărilor se montează un pod de protecţie pe vatra cupolei, susţinut de grinzi cu profil I. Lucrările de lărgire încep tot din suitoarea verticală şi se avansează de sus în jos. Cintrele de lărgire şi ulterior cele de betonare, avînd acelaşi diametru, se aşază unele peste altele, astfel

că nu mai este necesară montarea unor susţineri suplimentare din lemn ca în cazul cupolei.

În partea inferioară a silozului, care se execută tronconic, se montează dispozitivul de evacuare, o confecţie metalică prevăzută cu închizător acţionat mecanic sau manual.

Pentru protejarea pereţilor silozului şi a închizătorilor, în cursul descărcării silozului va rămîne totdeauna o pernă de cărbune cu înălţimea de 2—3 m.

5.9.7. CONSTRUCŢII SUBTERANE DE ÎNCĂRCARE A SCHIPURILOR

Pentru încărcarea schipurilor se folosesc silozuri subterane aşezate chiar lîngă puţul de extracţie, în care se înmagazinează substanţa utilă adusă cu vagonete sau cu transportoare cu benzi pînă în rampa puţului. Lucrările miniere care asigură încărcarea schipurilor se compun din camera dozatoarelor, silozul propriu-zis, camera de desfundare şi galeria de acces cu profil de rampă, în care este instalat culbutorul, cînd transportul substanţei utile se face cu vagonete. În acest caz, în circuitul puţului se amplasează şi instalaţia de curăţit vagonete, deoarece acestea, fiind utilizate numai între abataje şi rampă puţului, rămîn permanent în subteran.

La dimensionarea şi amplasarea silozului se iau în considerare următoarele criterii:

— producţia zilnică a minei;
— felul transportului;
— gradul de umezeală şi tendinţa de cimentare a substanţei utile;
— tăria şi granulaţia substanţei minerale utile;
— tăria şi stabilitatea rocilor înconjurătoare.

În minele din Valea Jiului se construiesc, în funcţie de tăria rocilor înconjurătoare, silozuri verticale sau înclinate cu stîlp de rocă între puţ şi siloz.

Un siloz cu capacitatea medie este redat în fig. XIX.279. În ordinea executării, construcţiile miniere care constituie complexul de însilozare sînt următoarele:

Camera dozatoare. Sub silozul tampon pentru cărbune s-au prevăzut două camere suprapuse, în care se vor monta utilajele de transport şi înmagazinare a cărbunelui ce se încarcă în schip, la o singură cursă.

În camera superioară (secţiunea $B—B$) este prevăzută instalarea a două benzi metalice pentru transportul cărbunelui din siloz în dozator, iar în camera inferioară se vor monta două dozatoare cu o capacitate de 8 t fiecare, care corespund cu capacitatea unui schip.

Tehnologia executării camerelor de dozare este aceeaşi ca şi a camerelor de dimensiuni mari. După ce în puţul de extracţie s-au construit două poduri fixe care încadrează viitoarele camere de dozare, din puţ se atacă camera superioară, cu o galerie cu profil simplu susţinut cu arce metalice. Din această galerie se porneşte o suitoare care urmează să se lărgească la profilul definitiv al silozului.

Lărgirea şi betonarea camerei superioare se execută în trei faze:

— În prima fază se lărgeşte şi se betonează porţiunea camerei de lîngă puţ pe o lungime de circa 5 m. Pe primii 3 m această porţiune va avea şi picior de sprijin în vederea asigurării săpării camerei inferioare. Sterilul rezultat de la săpare şi lărgire se evacuează la suprafaţă printr-o chiblă montată pe un cărucior platformă, ca să poată urmări cu uşurinţă frontul de lucru.

— În faza a doua se lărgeşte şi betonează porţiunea de cameră de sub silozul de cărbune. Susţinerea provizorie se realizează cu cintre metalice din oţel U-18 care nu se mai răpesc în timpul betonării, contribuind la întărirea susţinerii.

— În faza a treia se lărgeşte şi betonează restul camerei din care se atacă printr-o suitoare verticală camera de desfundare a silozului.

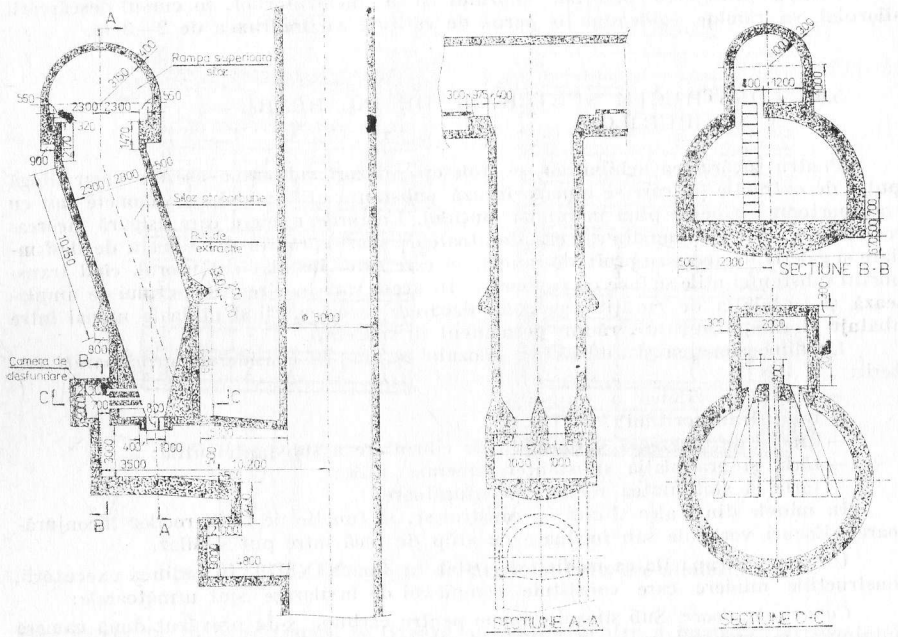


Fig. XIX.279. Ansamblu puţ siloz pentru cărbune.

Camera inferioară se atacă de asemenea din peretele puţului, cu o galerie înaintaşă susţinută în lemn de care se vor sprijini armăturile suplimentare care susţin cintrele de lărgire şi apoi cele de betonare.

Silozul tampon este de formă circulară cu diametrul interior de 4,6 m. Săparea silozului s-a prevăzut să se facă cu ajutorul unei suitori de jos în sus, iar lărgirea la profilul definitiv de sus în jos. Suitoarea înaintaşă are trei secţii prin care se pot efectua transportul materialelor şi a aerului, evacuarea sterilului şi circulaţia personalului. La execuţie, în funcţie de duritatea rocilor, se vor executa lucrări de impuşcare pe toată lungimea, cu excepţia a trei metri de la partea inferioară şi superioară, pentru protejarea rocilor împotriva fisurării. Susţinerea provizorie a spaţiului lărgit se face cu cintre metalice U-18 alcătuite din 4 segmente. Prinderea cintrelor se face cu cirlige în formă de S şi rigidizarea cu distanţiere de tip şurub. Căptuşirea pereţilor se realizează cu dulapi de molid. Susţinerea definitivă a pereţilor se face cu beton

turnat, peste care se aplică dale de granit care să asigure durabilitate în funcţionare. Căptuşirea pereţilor cu şine de cale ferată n-a dat rezultate, deoarece pe măsura uzării susţinerii de beton, şinele s-au desprins şi au determinat obturarea silozului, producînd greutăţi deosebite la îndepărtarea lor.

Gura de vărsare a silozului are două deschideri de 1 000×1 000 mm, urmînd să se susţină în beton armat.

Camera pentru desfundarea gurii silozului se amplasează la nivelul tavanului camerei dozatoare superioare (secţiunea *C-C*). Accesul se face din camera benzilor, cu ajutorul unei scări din scoabe, montată pe peretele frontal al camerei de dozare. Comunică cu gura silozului prin cîte trei orificii dispuse pe două rînduri, în care se introduc, la nevoie, vergele de oţel Ø 30 mm, cu care se încearcă desprinderea cărbunelui lipit de pereţi.

Rampa de încărcare este amplasată la nivelul orizontului de transport al minei, legat direct de silozul tampon.

Cînd transportul cărbunelui se face cu vagonete, este prevăzut cu un culbutor. Tehnologia de săpare şi susţinere este identică cu a unei rampe.

5.9.8. RAMIFICAŢII ŞI RACORDĂRI

Lucrările miniere orizontale se pot racorda între ele în unghi drept cînd transportul se realizează cu transportoare cu raclete sau cu benzi, ori prin curbe, cînd transportul se face cu vagonete tractate de locomotive.

Raza de curbură a ramificaţiilor pe care transportul se face cu locomotive trebuie să îndeplinească mai multe condiţii:

— la o viteză de mişcare mai mică de 6 km/h raza curbei trebuie să fie de cel puţin şapte ori egală cu baza rigidă a locomotivei;

— la viteze de mişcare mai mari de 6 km/h raza curbei trebuie să fie de cel puţin zece ori egală cu baza rigidă a locomotivei.

Susţinerea lucrărilor miniere în punctul de racord este în funcţie de stabilitatea rocilor şi de durata de serviciu. De obicei tavanul este plan la susţinerea cu lemn, sau boltit la susţinerea cu metal sau beton. Uneori se foloseşte susţinerea mixtă. În cazul tavanelor boltite, înălţimea acestora creşte odată cu deschiderea.

Pentru a determina dimensiunile cintrelor cu care se face lărgirea sau betonarea, se trasează în plan, la o scară mare (1:200—1:50), axa galeriei principale AA' (fig. XIX.280, *a*) şi cei doi pereţi a căror lăţime se ia în dreptul înălţimii de 1 m faţă de banchiza vetrei. După stabilirea razei de curbură se trasează axa galeriei secundare $A'B$ şi pereţii acesteia. În funcţie de tăria rocilor se alege grosimea piciorului CC' care va despărţi cele două galerii. Construcţia în continuare se execută în felul următor: din punctul C se trasează pe axa AA' perpendiculara C 8 care indică locul unde se termină ramificaţia. Începutul ramificaţiei este indicat pe perpendiculara $O0$ trasată din centrul cercului pe axa AA'.

Lungimile L şi L' ale ramificaţiei se împart în acelaşi număr de segmente egale (în cazul de faţă 8), a căror mărime depinde de stabilitatea rocilor în care se sapă lucrarea.

Lăţimile $D_1 \ldots D_8$ ale cintrelor se obţin unind punctele corespunzătoare de pe lungimile L şi L'.

Pentru a contura cintra nr. 8 (fig. XIX. 280, *b*), pe axa III, situată la o înălţime de 1 m faţă de marginea banchinei vetrei, se trasează conturul galeriilor simple G_1 şi G_2 cu raza r. Pereţii exteriori ai celor două galerii vor fi la o distanţă D_8. La jumătatea distanţei d_8 dintre cele două centre, pe linia care indică nivelul vetrei se determină punctul $8''$ unde

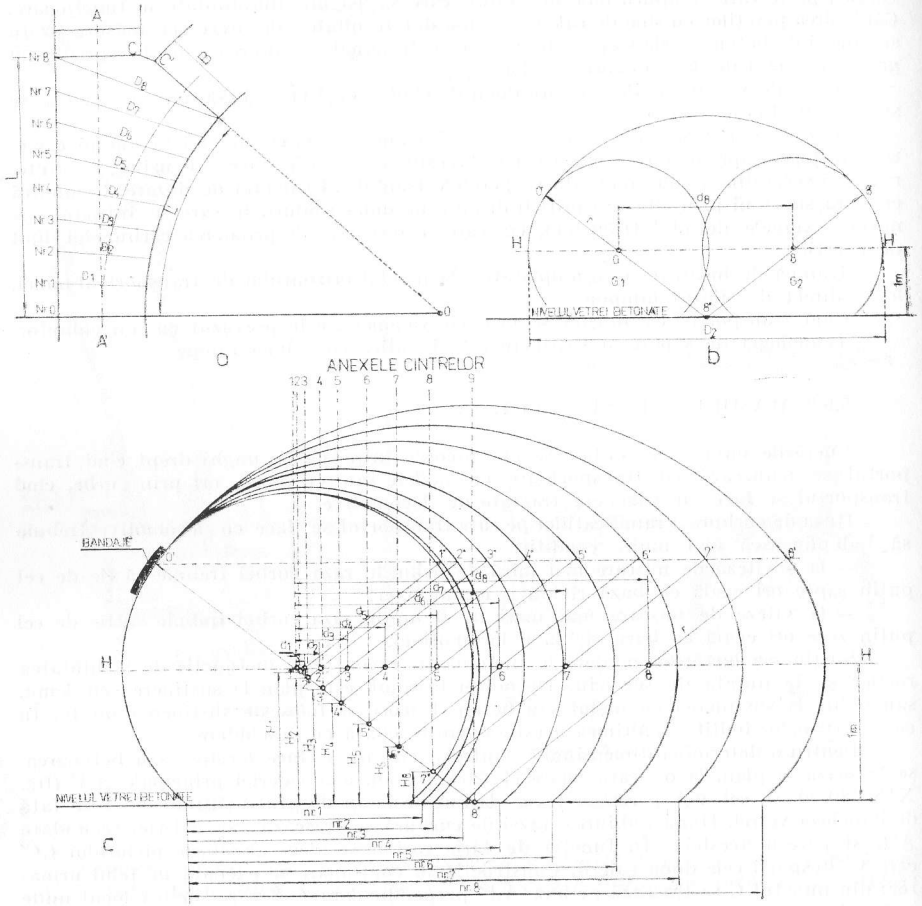


Fig. XIX.280. Racordarea unei galerii circulare cu tavanul în formă de boltă.

va fi centrul bolții. Prelungind segmentele $8''0$ și $8''8$ pînă la pereții galeriilor G_1 și G_2 se obțin punctele 0 și $8'$ care indică începutul și sfîrșitul bolții cintrei nr. 8.

Conturul celorlalte cintre (fig. XIX. 280, *c*) se determină astfel: pe axa *HH* se fixează centrele de curbură $1 \dots 7$ la distanțele $d_1 \dots d_7$, măsurate din centrul galeriei G. Distanțele $d_1 \dots d_7$ se determină scăzînd două raze din proiecția orizontală a cintrei respective ($d_1 = D_1 - 2r$, $\dots d_7 = D_7 - 2r$). Prin centrele $1 \dots 7$ se trasează paralele la raza $8''8'$, obținînd pe raza $8''0'$ centrele de curbură $1'' \dots 7''$. Deasupra orizontalei $0'8$, bolta se trasează din centrele $1'' \dots 7''$, iar sub orizontală, pînă la vatră, din centrele $1 \dots 7$ cu raza r.

Locul de îmbinare a celor trei curburi se află pe orizontala $0'8'$ trasată paralel cu axa *HH*.

După ce au fost determinate aceste elemente, se construiește fiecare cintră în parte pentru a fi date spre confecționare la atelierul mecanic.

Cu centrul în punctul 7, se trasează un arc de cerc cu raza r, între nivelul vetrei și punctul $7'$, situat pe axa $0'8'$. Cu aceeași rază, dar cu centrul în punctele $6, 5 \dots 1$ se trasează celelalte arce. Se mută apoi vîrful compasului în centrul $7''$ și cu raza $7''7'$ se trasează bolta cintrei nr. 7. Dacă construcția este corect executată, bolta va fi tangentă cu galeria G_1 în punctul $0'$. În mod identic se construiesc în continuare bolțile celorlalte cintre. Pentru ca galeria să aibă dimensiunile cerute prin proiect, razele cercurilor G_1 și G_2 vor fi micșorate cu grosimea bandajelor.

În cazul galeriilor cu pereți drepți racordarea se execută în mod identic, cu deosebirea că sub linia *HH* cintrele au pereți verticali.

Un caz particular de racordare este trecerea de la profilul simplu la profilul dublu sau invers. Trecerile se execută într-o singură parte, menținîndu-se unul dintre pereți în linie dreaptă, pentru ca să nu trebuiască curbate ambele linii ferate. Și în acest caz proiec-

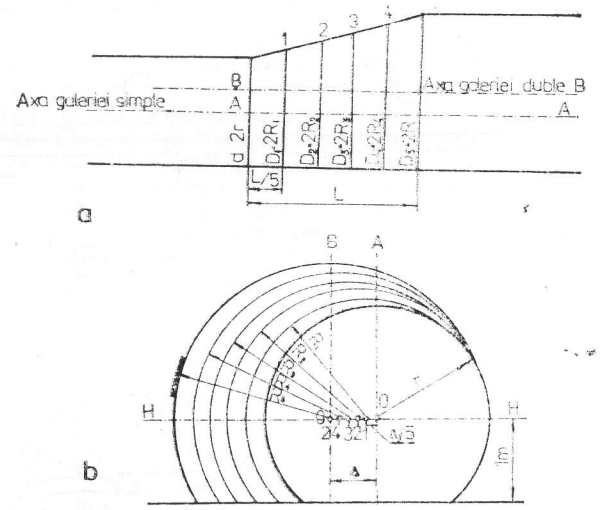


Fig. XIX.281. Proiectarea trecerii de la profilul simplu la profilul dublu.

tarea cintrelor se începe prin construirea secțiunii plane. Pe secțiune se fixează lungimea trecerii (L) care se împarte în segmente egale (fig. XIX. 281, *a*), determinînd proiecția în plan a distanțelor dintre cintrele intermediare D_1, D_2, D_3 și D_4.

Pe secțiunea transversală (fig. XIX. 281, *b*) se trasează conturul galeriei simple și a galeriei duble, avînd centrele distanțate cu lungimea Δ. Împărțind distanța $\theta_1\theta_2 = \Delta$ într-un număr de părți corespunzător cu numărul cintrelor trasate pe secțiunea plană, se obțin centrele cintrelor intermediare, respectiv punctele $1, 2, 3$ și 4. Pe secțiunea trans-

versală, la 1 m sub axa *III* se trasează nivelul vetrei care va limita cintrele. Cu centrul în punctul *1* și cu raza *R* se trasează cintra nr. 1, în mod identic construindu-se și celelalte cintre.

5.9.9. PLANUL CALENDARISTIC CU EȘALONAREA ÎN TIMP A CONSTRUCȚIILOR ANEXE DIN JURUL PUȚULUI ȘI DURATA DE EXECUȚIE A ACESTORA

După cum s-a arătat în capitolele anterioare, în jurul puțurilor principale de deschidere se amplasează o serie de construcții miniere care sînt strîns legate de activitatea din subteran dar au tangență și cu suprafața. Numărul și destinația acestor construcții depinde de complexitatea minei și de gradul de mecanizare din subteran.

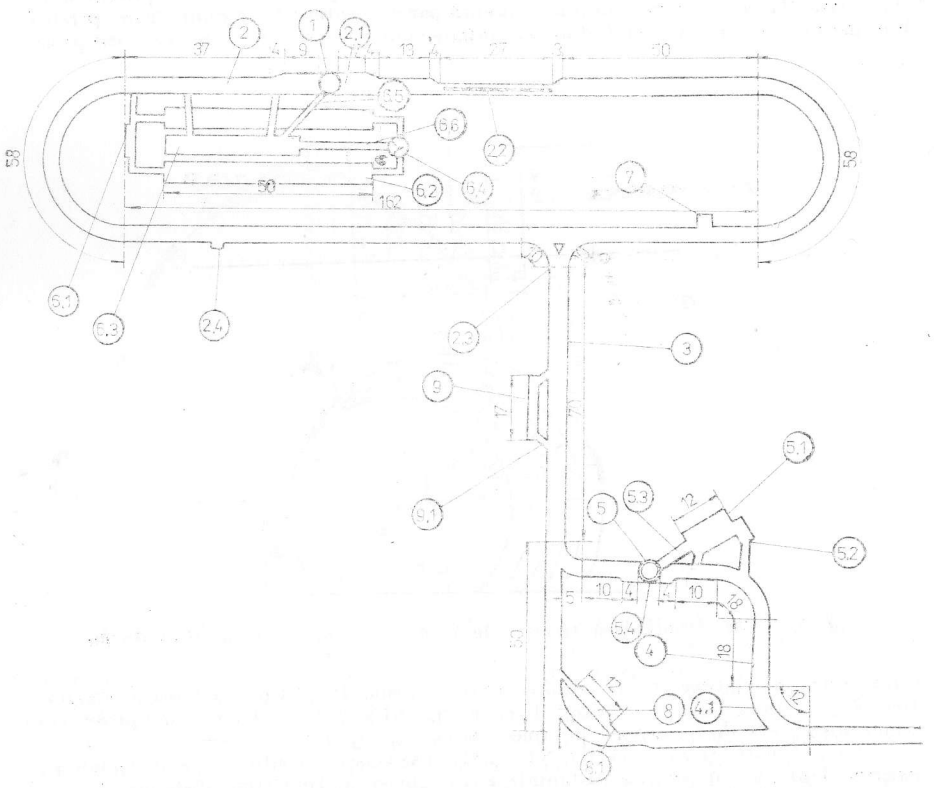


Fig. XIX.282. Construcțiile miniere din jurul unui puț de extracție.

În figura XIX.282 este reprezentat un puț de extracție (*1*) cu circuitul (*2*) și transversala (*3*) de la orizontul principal de transport al unei mine din Valea Jiului. Din transversală se ramifică galeria de ocol (*4*) a unui puț orb (*5*), prin care se face deschiderea orizonturilor inferioare. De circuitul și transversalul puțului mai sînt legate construcțiile miniere de deservire:

— instalația principală de evacuare a apelor (*6*);
— camera pentru mașina de curățit vagonete (*7*);
— remiza de locomotive (*8*);
— stația de transformatoare (*9*) etc.

Fiecare din aceste construcții principale se compun dintr-unul sau mai multe construcții secundare, cum ar fi galeriile de acces (*6.1*), bazinele de decantare (*6.2*), camera pompelor (*6.3*), puțul de distribuție (*6.4*), suitoarea de cabluri (*6.5*) de la o instalație de evacuare a apelor.

Acestea, la rîndul lor, se construiesc în mai multe faze; inițial se execută o lucrare de înaintare, galerie sau suitoare, care ulterior se lărgește la forma definitivă și se betonează.

În acest mod, pentru întocmirea planului caldendaristic cu eșalonarea în timp a executării construcțiilor miniere din circuitul unui puț este necesară defalcarea tuturor lucrărilor în obiective, acestea în obiecte și în cele din urmă în faze de execuție.

Se determină apoi volumul tuturor lucrărilor pe baza secțiunilor din proiecte și, în funcție de norma fixată și de numărul muncitorilor din brigadă, se calculează viteza de avansare pe zi și lună. Cunoscînd lungimea construcțiilor necesare de executat se poate întocmi planul cu eșalonarea în timp a lucrărilor.

La întocmirea planului calendaristic se iau, de asemenea, în considerare posibilitățile executării simultane a mai multor lucrări, felul utilajelor din dotare și randamentele acestora, natura și tăria rocilor în care se execută lucrările precum și experiența muncitorilor, avînd în vedere necesitatea executării unor lucrări speciale de mare complexitate.

În tabelul XIX.83 este redată eșalonarea în timp a lucrărilor necesare de executat în circuitul puțului principal din fig. XIX. 282. Pentru o formație tip de 13 muncitori, săparea și betonarea tuturor lucrărilor durează 48,5 luni. Avînd în vedere că unele lucrări se pot executa simultan, începînd cu jumătatea anului II s-a prevăzut plasarea unei a doua grupe, fapt care permite terminarea lucrărilor în mai puțin de trei ani.

5.10. CONSTRUCȚIA PUȚURILOR OARBE

Deschiderea în adîncime a minelor în funcțiune se realizează, de preferință, prin puțuri oarbe, care diferă de cele de la zi printr-o serie de construcții suplimentare, cum ar fi camera mașinii de extracție cu galeriile de acces, turnul puțului, camera moletelor și suitoarea pentru cabluri (fig. XIX.283).

Camera mașinii de extracție se amplasează de obicei abătut de axele de transport ale puțului, permițînd construirea galeriei de ocol necesară realizării unui transport intens. Distanța *L* între axa puțului și axul principal al mașinii de extracție se determină în funcție de înălțimea turnului, respectînd unghiul minim de înclinare (32°) și unghiul de deviere admis (1°30′) al cablurilor de extracție.

Dimensiunile camerei depind de tipul mașinii. Pereții urmăresc conturul fundației, păstrînd o distanță minimă de 0,5 m în părțile laterale și în spate și 1,5 m în spre puț.

Pentru adăpostirea motorului se sapă o nișă dimensionată astfel, ca să existe spațiu suficient pentru circulație și montare.

PLANUL

Planul calendaristic cu eşalonarea în timp a lucrărilor

Nr. din plan	Obiectiv	Obiect	Lucrare	Lungime [m]	Secţiune [m²]	Volum [m³]	Norma
0	1	2	3	4	5	6	7
2	Circuitul puţului						
2.1		Rampa + galerii de ocol	Săpare	40,9	13,0	5317	2,04
			Lărgire		6,3	2577	1,66
			Betonare		5,5	2249	1,25
2.2		Lanţ compensator de nivel	Săpare	27	7,9	213	1,67
			Lărgire		1,7	46	1,66
			Betonare		2,9	78	1,25
2.3		Ramificaţii	Săpare	20	10,7	214	1,80
			Lărgire		13,6	272	0,79
			Betonare		5,8	116	1,21
2.4		Nişa pentru desfacerea vagonetelor	Săpare		—	—	—
			Lărgire	3	10,7	32	1,80
			Betonare		2,9	9	1,25
3	Transversală principală	Transversală principală	Săpare	120	10,7	1284	1,80
			Lărgire		8,6	1032	1,66
			Betonare		5,5	660	1,25
4	Circuit puţ orb	Rampa + galerii de ocol	Săpare	81	13,0	1053	2,04
			Lărgire		6,3	510	1,66
			Betonare		5,5	446	1,25
5	Camera maşinii de extracţie						
5.1		Camera maşinii	Săpare	36	7,9	284	1,67
			Lărgire	12	21,6	259	1,17
			Betonare	12	10,3	124	0,98
5.2		Galerii de acces	Săpare	22	7,9	174	1,67
			Lărgire		2,8	62	1,66
			Betonare		5,7	125	1,25
5.3		Suitoare de cabluri	Săpare	27	5,8	157	0,79
			Lărgire		2,8	76	0,92
			Betonare		2,7	73	0,82
5.4		Camera moletelor	Săpare	6	7,9	47	1,67
			Lărgire		8,2	49	1,66
			Betonare		4,8	29	1,25

Tabelul XIX.83

CALENDARISTIC

necesare de executat în circuitul puţului principal.

Nr. de muncitori	Nr. de luni	Anul I				Anul II				Anul III			
		1	2	3	4	1	2	3	4		2	3	4
8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
13	7,9												
	4,7												
	5,4												
	0,4												
	0,1												
	0,2												
	0,4												
	1,0												
	0,3												
	—												
	0,1												
	0,1												
	2,2												
	1,9												
	1,6												
	1,6												
	0,9												
	1,1												
	0,5												
	0,7												
	0,4												
	0,3												
	0,1												
	0,3												
	0,6												
	0,3												
	0,3												
	0,1												
	0,1												
	0,1												

0	1	2	3	4	5	6	7
6	Instalație de evacuare a apelor						
6,1		Galerii de acces	Săpare	42	7,9	332	1,67
			Lărgire		8,2	344	1,66
			Betonare		4,8	202	1,25
6,2		Bazine	Săpare	100	13,0	1300	2,04
			Lărgire		11,3	1130	1,66
			Betonare		5,8	580	1,25
6,3		Camera pompe	Săpare	34	13,0	442	2,04
			Lărgire		15,3	520	1,66
			Betonare		8,7	296	1,25
6,4		Puț de distribuție	Săpare	8	5,8	46	0,93
			Lărgire		3,8	30	1,20
			Betonare		2,9	23	0,82
6,5		Suitoare de refulare	Săpare	32	5,2	166	0,79
			Lărgire		4,4	141	0,92
			Betonare		2,1	67	0,82
6,6		Canal de aducțiune	Săpare	45	7,9	355	1,67
			Lărgire		1,7	77	1,66
			Betonare		2,9	130	1,25
7	Instalație de curățit vagonete	Camera instalației	Lărgire	5	9,6	48	1,66
			Betonare		2,9	41	1,25
8	Garaj	Cameră	Săpare	22	13,0	286	2,04
			Lărgire		6,3	139	1,66
			Betonare		5,5	121	1,25
8,1		Galerii de acces	Săpare	14	7,9	111	1,67
			Lărgire		1,7	24	1,66
			Betonare		2,9	41	1,25
9	Camera trafo	Camera	Săpare	18	13,0	234	2,04
			Lărgire		6,3	113	1,66
			Betonare		5,5	99	1,25
9,1		Galerii de acces	Săpare	17	7,9	134	1,67
			Lărgire		1,7	29	1,66
			Betonare		2,9	49	1,25

Tabelul XIX.83 (continuare)

8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
13													
	0,6												
	0,6												
	0,5												
	1,9												
	2,1												
	1,4												
	0,7												
	0,9												
	0,7												
	0,2												
	0,1												
	0,1												
	0,6												
	0,5												
	0,2												
	0,6												
	0,1												
	0,3												
	0,1												
	0,1												
	0,4												
	0,3												
	0,3												
	0,2												
	0,1												
	0,1												
	0,3												
	0,2												
	0,2												
	0,2												
	0,1												
	0,1												

Înălţimea camerei se determină cu relaţia

$$h = D + 2{,}5 \qquad (5.126)$$

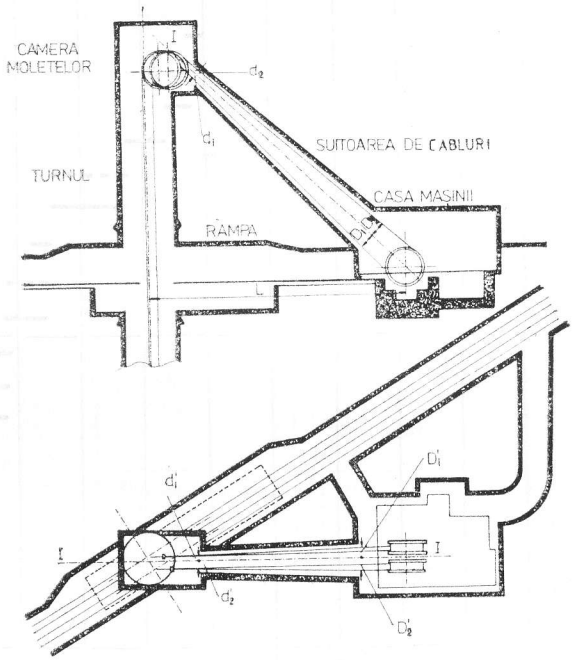


Fig. XIX.283. Complexul unui puţ orb.

în care D este diametrul tobei (organului de înfăşurare).

Vatra camerei maşinii de extracţie va fi ridicată cu 0,5 m deasupra vetrei galeriei de ocol, lucru ce se realizează prin adoptarea unei pante potrivite pentru una din galeriile de acces, cealaltă galerie fiind prevăzută cu trepte.

Tehnologia de construcţie a camerei maşinii de extracţie se stabileşte în funcţie de natura rocilor. În cazul rocilor cu tărie redusă şi medie se execută două galerii cu profil redus de-a lungul pereţilor laterali, legate printr-o galerie transversală amplasată lîngă unul din pereţii frontali ai camerei. Din mijlocul galeriei transversale se sapă o suitoare din care va pleca direcţional o altă galerie, chiar sub viitoarea boltă (fig. XIX.284).

Lărgirea se execută dintr-una din galeriile laterale, începînd cu peretele camerei şi continuînd cu bolta. Pe măsură ce se execută lărgirea, frontul se susţine provizoriu cu cadre de lemn, pînă cînd există spaţiu suficient pentru montarea segmentului de cintră, confecţionat din oţel U. Susţinerea cintrei se realizează cu popici de lemn sprijiniţi pe miezul de rocă. Lărgirea se execută pe o lungime de 1 m de cameră, cu montarea a două cintre. Bandajarea se face cu plasă de sîrmă, fişiile de plasă fiind legate între ele cu sîrmă de

oţel. În continuare se betonează tronsonul lărgit. Cintrele de betonare din oţel U-18, montate în cîmpuri de 1 m, susţin cofrajele confecţionate din dulapi de molid. Pentru a se evita deformarea cintrelor de betonare sub greutatea betonului, acestea se vor susţine, pe măsură ce se betonează bolta, cu longrine şi popic de pe miezul de rocă. Odată cu betonarea peretelui frontal al camerei se va realiza şi îmbinarea acestuia cu suitoarea de cabluri.

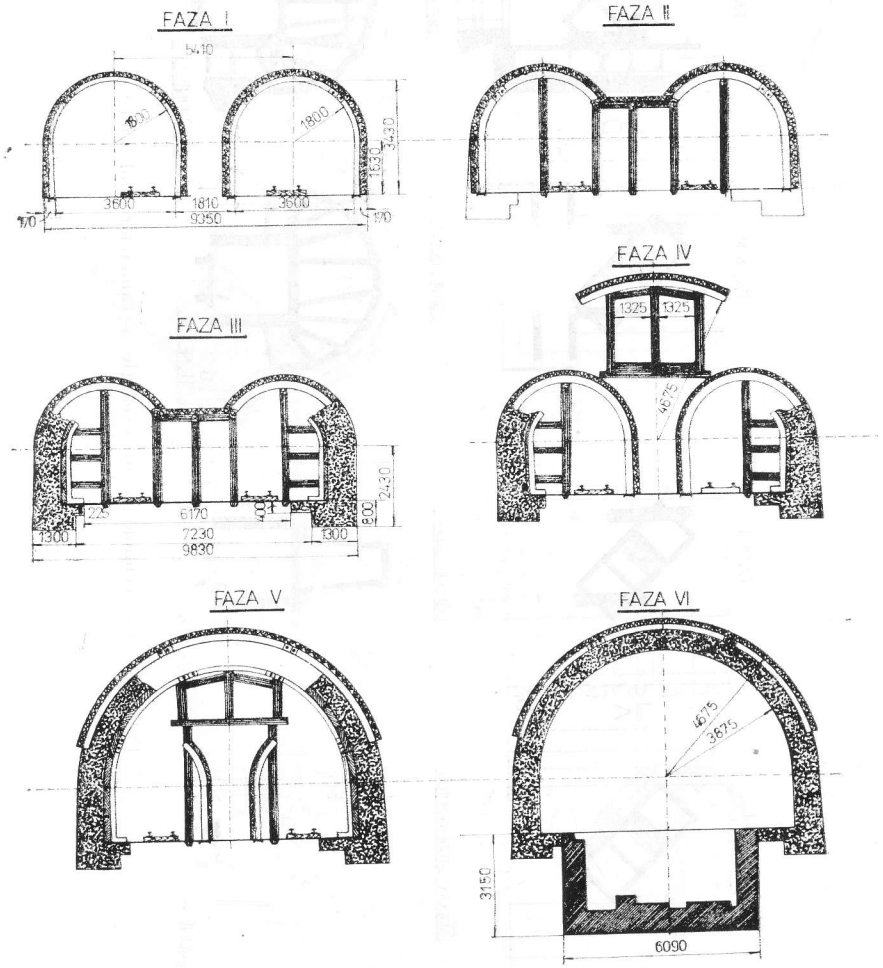


Fig. XIX.284. Tehnologia de execuţie a camerei maşinii de extracţie.

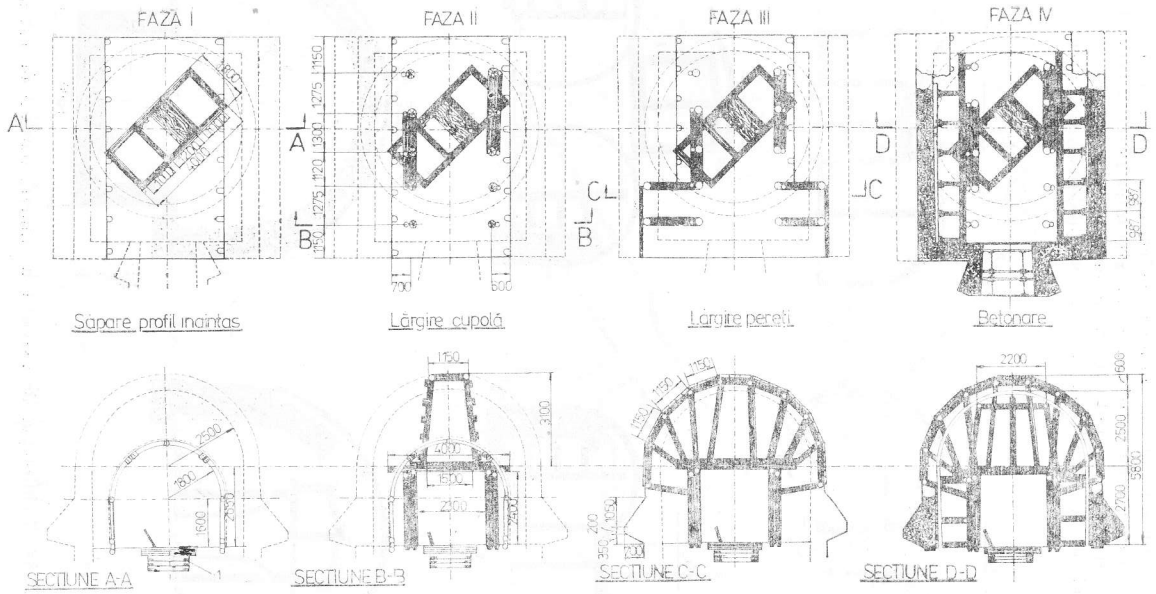


Fig. XIX.285. Tehnologia de execuție a camerelor molcetelor:
1 — suitoare.

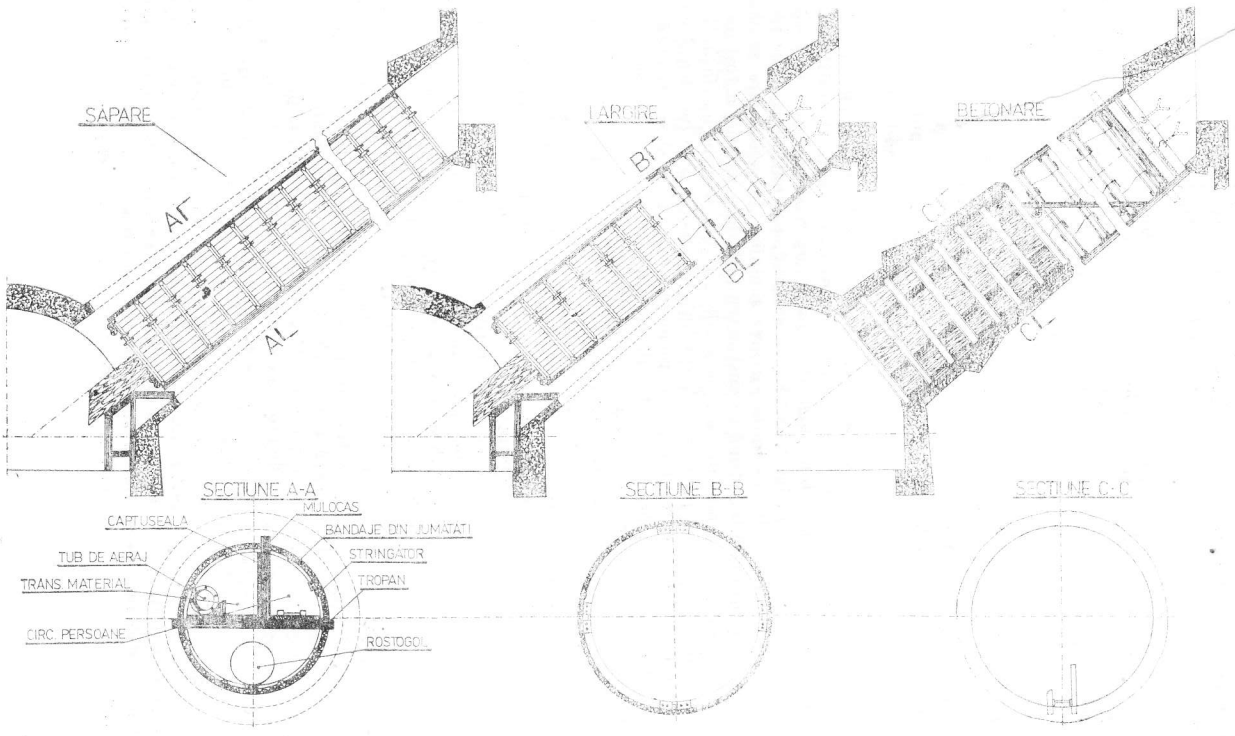


Fig. XIX. 286. Tehnologia de execuție a suitorii de cabluri.

După terminarea betonării camerei se extrage miezul de rocă din mijloc. Aceasta se realizează prin perforare-împuşcare, în retragere spre galeria de acces.

Ultima operaţie constă din săparea şi betonarea pivniţei şi a fundaţiei maşinii de extracţie.

Galeriile de acces la camera maşinii de extracţie se atacă din circuitul puţului. Galeria pe care se vor transporta piesele maşinii de extracţie se execută cu profil dublu betonat, cu vatra înclinată, pentru realizarea diferenţei de nivel a vetrei camerei faţă de nivelul vetrei circuitului. Această galerie va servi ulterior pentru adăpostirea rezistenţelor şi a compresorului care vor deservi maşina de extracţie. Cealaltă galerie se execută cu profil simplu, cu vatra în trepte şi va fi închisă cu uşă metalică prevăzută cu zăbrele pentru asigurarea circulaţiei aerului.

Turnul puţului se execută în două etape. La început se sapă o suitoare verticală cu trei compartimente, amplasată cu axa mare perpendicular pe axa rampei. Din această suitoare se atacă camera moletelor la cota prevăzută în proiect. După terminarea betonării camerei moletelor, suitoarea se lărgeşte de sus în jos la profilul final al puţului. Susţinerea definitivă se montează de jos în sus conform tehnologiei clasice adoptată la betonarea puţurilor.

Camera moletelor se atacă din suitoarea verticală amplasată în axa puţului, laturile urmînd să aibă aceeaşi orientare cu cele ale camerei maşinii de extracţie. Datorită înălţimii camerei (de trei ori raza moletelor), tehnologia de săpare, lărgire şi betonare se aseamănă cu a unei rampe. La faza I-ii (fig. XIX.285) se execută, pe toată lungimea viitoarei camere, o galerie cu profil simplu susţinută cu arce metalice. În continuare se lărgeşte cupola camerei la profilul definitiv, după ce susţinerea iniţială a galeriei a fost înlocuită cu o susţinere provizorie din lemn, de care se sprijină stîlpii longrinelor (faza II-a). Se lărgesc apoi pereţii împreună cu picioarele de sprijin ale camerei şi se montează cintrele de betonare şi cofrajele. Betonarea începe cu picioarele de sprijin şi se termină cu închiderea bolţii. Înaintea betonării piciorului de sprijin se montează cîrligele de care urmează să fie suspendate cintrele de lărgire a turnului puţului.

Suitoarea pentru cabluri leagă camera maşinii de extracţie cu camera moletelor, executîndu-se de preferinţă după terminarea acestora, pentru a se putea determina cu precizie elementele topografice necesare conducerii lucrărilor de săpare. Ea se execută în două etape (fig. XIX.286): în prima etapă se sapă o suitoare înaintaşă cu două secţii susţinute metalic sau în lemn, iar în etapa a doua se execută lucrările de lărgire şi de betonare. Pentru lărgirea şi betonarea suitorii se confecţionează cintre metalice de formă circulară, a căror raze descresc de la baza suitorii spre camera moletelor.

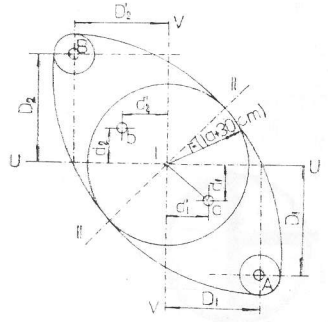


Fig. XIX.287. Construcţia cintrelor pentru suitoarea de cabluri.

Pentru reducerea volumului lucrărilor de săpare şi betonare, suitorile se mai execută cu profil eliptic în partea inferioară şi cu profil circular în partea superioară (fig. XIX.287). La determinarea elementelor necesare proiectării suitorii cu profil eliptic, în funcţie de poziţia extremă a celor două cabluri, se procedează astfel: se măsoară distanţele D_1, D_2, d_1, d_2 respectiv D_1', D_2', d_1' şi d_2' de pe cele două secţiuni din fig. XIX.283 şi se raportează faţă de un sistem rectangular. La intersecţia absciselor şi ordonatelor de acelaşi fel se obţin poziţiile extreme B şi b ale cablului din stînga, respectiv punctele A şi a care reprezintă poziţia extremă a cablului din dreapta.

Conturul suitorii la partea superioară — înspre camera moletelor — va fi un cerc cu raza $r = I_a + 30$ cm, descris din punctul I, care reprezintă axa longitudinală a suitorii.

Pentru construirea părţii inferioare a cintrei se trasează cercuri cu rază de 30 cm din punctele A şi B. În continuare prin arce de cerc cu centrele pe axa $II-II$ se unesc cercurile mici (cu centrele în punctele A şi B) cu cercul mare cu centrul cîn punctul I.

În vederea lărgirii şi betonării suitorii de formă eliptică, se folosesc remonăzi din lemn, pe care se vor marca la construcţie axele UU şi VV, primele indicînd înclinarea, iar celelalte direcţia suitorii, materializate topografic prin cuie şi fire cu plumb. Remonăzile se aşază la o distanţă de 1 m unele de altele, cu secţiunea micşorată pe măsură ce se apropie de capul suitorii, ultima remonadă avînd formă cilindrică.

5.11. SĂPAREA PUŢURILOR PRIN METODE SPECIALE

Metodele speciale în construcţiile subterane reprezintă gruparea acelor procedee şi tehnologii de săpare şi susţinere condiţionate fie de prezenţa apei la presiuni şi debite foarte mari, fie de roci slabe în frontul de lucru. Spre deosebire de metodele obişnuite de săpare utilizate în roci relativ tari, în care tăierea se face cu scule de oţel, sau în roci foarte tari, în care tăierea se face cu explozivi, domeniul de aplicare a metodelor speciale este alcătuit din rocile friabile, inconsistente, a căror rezistenţă de rupere la proba de compresiune este cuprinsă în domeniul 0—250 daN/cm^2.

Pe lîngă instabilitatea rocilor în care-şi găsesc aplicaţie metodele speciale, prezenţa apei în formaţiunea de amplasament a lucrării subterane constituie o altă trăsătură a domeniului lor de utilizare. Formaţiunile geologice instabile şi puternic acvifere de amplasament a lucrărilor subterane, unde metodele obişnuite cedează locul metodelor speciale, sînt mîlurile, argilele, nisipurile, pietrişurile, calcarele fisurate sau cu zone carstice. Mărimea debitului de apă în frontul de lucru, de peste 50 m^3/h, determină abandonarea metodelor obişnuite şi recurgerea la una dintre metodele speciale. Sînt însă cazuri cînd în frontul de lucru apa aduce şi nisipuri, ceea ce face ca chiar la debite de sub 50 m^3/h să se recurgă la metode speciale.

Domeniul de aplicare a metodelor speciale cuprinde nu numai industria extractivă, unde su apărut aceste metode, ci şi construcţiile de tunele, metropolitane, instalaţii portuare, construcţii hidroenergetice, edilitare, militare ş.a. Cum amplasamentele industriale contemporane fie ele în industria minieră, fie în alte domenii amintite mai sus sînt adesea, dacă nu totdeauna, obligate prin alte condiţii decît cele de ordinul tehnologiei de săpare, apare evidentă tot mai largă utilizare a metodelor speciale.

Apa în stare lichidă este, de regulă, componenta de domeniu ce determină utilizarea metodelor speciale. Combaterea apei şi a manifestărilor ei în procesul săpării lucrărilor subterane constituie obiectul metodelor speciale. La presiuni relativ mici ale apei în frontul de lucru se foloseşte procedeul opririi afluxului de lichid prin palplanşe de lemn sau de metal; la presiuni mai ridicate şi debite moderate se combate viitura de apă în front cu ajutorul pompelor amplasate în lucrări adiacente celei de bază. Dacă filtrarea apelor subterane este greoaie se recurge la aerul comprimat de contrapresiune în frontul de lucru sau la noroiul de foraj ce are, în cazul săpării puţului prin foraj la diametru mare, funcţiunea aerului comprimat utilizat la metoda cu cheson închis. Dacă debitele şi presiunile apei depăşesc performanţele procedeelor mai sus amintite se recurge la prelucrarea fizico-chimică a formaţiilor scvifere de amplasament: umplerea spaţiilor interstiţiale cu soluţii ce ulterior se solidifică (lapte de ciment, răşini, bitumene) şi prin aceasta se reduce afluxul

pe apă în frontul de lucru sub o anumită limită ce face practicabilă metoda obișnuită de săpare sau, în sfîrșit, solidificarea apei prin înghețare artificială.

5.11.1 SĂPAREA CU PALPLANȘE

Principiul metodei constă în izolarea frontului de lucru pe timpul excavării rocii slabe acvifere (nisipuri, pietrișuri, borchișuri) printr-un perete de palplanșe de lemn sau metalice, bătute pînă în stratul impermabil din culcușul zonei friabile și cu puternice viituri de apă. Prin aceasta se reduce considerabil afluxul de apă și nisipuri în front.

Domeniul de aplicare al tehnologiei de săpare a puțurilor cu plaplanșe îl constituie stratele de roci mai slabe, acvifere, de grosimi pînă la 20 m. Această limită orientativă este dată de posibilitatea de a introduce palplanșele în terenul virgin. Cel mai des, metoda este folosită la traversarea stratelor de suprafață în terase aluvionare.

Tehnologia de lucru constă în înfigerea (baterea) palplanșelor, dimensionate astfel ca după ce traversează roca acviferă să pătrundă 2—3 m în patul impermeabil. Cerința tehnologică de bază a operației constă în etanșarea palplanșelor. De aceea, profilul muchiilor laterale este conceput de forme ce să asigure această condiție și se îmbină prin nut și feder (fig. XIX.288). Palplanșele metalice asigură o etanșare mai bună prin profilul mu-

Fig. XIX.288. Palplanșe de lemn.

chiilor (fig. XIX.289). Diametrul de amplasare a palplanșelor trebuie ales astfel încît să cuprindă un număr întreg de palplanșe și de dorit par. Deși relativ simplă, tehnologia de lucru cu plaplanșe metalice se folosește mai rar deoarece în țara noastră nu se fabrică asemenea profile și nici utilajele de batere și extragere nu cuprind întreaga gamă necesară. Cele mai uzuale palplanșe metalice folosite în țările europene au caracteristicile date în tabelul XIX.84.

Dispozitivele pentru înfigerea palplanșelor în frontul de lucru se aleg în funcție de caracteristicile geomecanice ale formațiunilor prin care se trece, de adîncimea de lucru, de tipul palplanșei, de tehnologia de lucru.

Utilajele principale sînt ciocanele vibratoare, berbecii Diesel sau vibroînfigătoarele, după caz. În strate friabile se utilizează procedeul de lansare a palplanșelor, care constă în introducerea lor în sol cu ajutorul jetului de apă în apropierea virfului palplanșei. Caracteristicile principale ale utilajelor de introdus palplanșe în formațiuni slabe acvifere sînt date în tabelele XIX.85, XIX.86 și XIX.87.

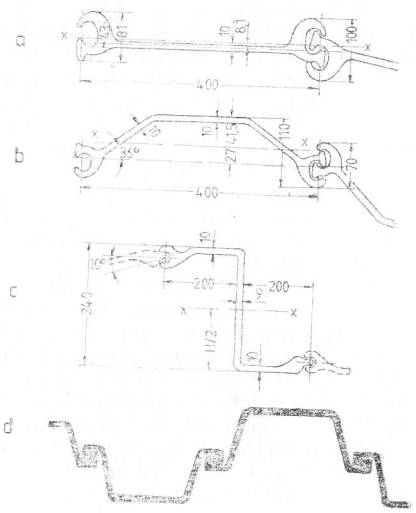


Fig. XIX.289. Palplanșe metalice :
a — plane (SP—1) ; *b* — scobite (SK—1) ; *c* — de profil Z (SD—3) ; *d* — ondulate de tip Larssen.

Tabelul XIX.84

Palplanșe metalice

Tipul de palplanșe	Masa [daN/m]	Grosimea peretelui [mm]	Momentul de rezistență [cm³]	Adîncimi de lucru [m]
Plane				
SP—1	64	10	73	6—8
SP—2	30	10	28	
Scobite				
SK—1	50	10	114	8—12
SK—2	58	10	260	
De profil Z				
SD—1	61	10	630	10—15
SD—2	93	10	1256	
Larssen IV	74	14,8 ; 10	880	15
Larssen V	100	11 ; 21		15

5.11.2. SĂPAREA CU TRUSA TĂIETOARE

Principiul metodei de săpare a puțurilor cu trusa tăietoare constă în folosirea susținerii definitive a puțului drept scut de protecție, care coboară sub greutatea proprie, pe măsură ce se sapă și degajează frontul de lucru. Inelul de susținere definitivă din beton sau metal, pe măsură ce coboară urmînd frontul de săpare, se completează în partea sa superioară cu noi tronsoane. Atunci cînd condițiile naturale de amplasament îngreunează sau împiedică coborîrea prin greutatea proprie a susținerii definitive a puțului se recurge la adaosuri de greutate pe corpul inelului coborîtor și se echipează partea de jos a acestui inel cu o trusă tăietoare. Acest ultim element constructiv este un cuțit circular (fig. XIX. 290) care, prin forma sa, ușurează pătrunderea în frontul de săpare unde se desfășoară propriu-zis numai operația de evacuare a masei excavate.

Domeniul de aplicare a metodei îl constituie formațiunile geologice sedimentare de consistență slabă. Profilul litologic de amplasament poate avea marne, nisipuri, argile, mîluri și pietrișuri. Bolovănișul sau rămășițe de construcții vechi pot împiedica aplicarea trusei tăietoare.

Adîncimea de săpare cu trusa tăietoare nu depășește 20—30 m deși se cunosc cazuri unde s-au adîncit puțuri pînă la 92 m cu această tehnologie. Limita de adîncime rezultă din condiția de alunecare a inelului coborîtor de susținere. În scopul ușurării alunecării după frontul de săpare, inelul se prevede la un diametru mai mic față de diametrul de tăiere al trusei, iar suplimentar se mai poate recurge la injecții de aer comprimat, apă sau soluții argiloase în spatele susținerii pentru a ușura alunecarea.

Tabelul XIX.85

Ciocane vibratoare

Marcă	Tip	Dimensiuni [m]	Greutatea totală [daN]	Greutate piston [daN]	Cursa piston [mm]	Cadența [lov/min]	Presiune de alimentare [bar]	Consum de aer [m³/min]	Energia pe lovitură [kg.m]	Performanțe medii	
										Lățime palplanșă [m]	Lungime palplanșă [m]
PAJOT	600	1,3×0,27 ×0,27	600			300	5–6	5		0,40	5,00
	1400	1,6×0,39 ×0,39	1400			240	5–6	11		0,40	11,00
	2800	1,9×0,50 ×0,50	2800			190	5–6	20		1,00	15,00
TIFINE	T2	1,4×0,35 ×0,28	700	88	215	280/300	5–6	5	260	0,40	5,0
	T3	1,6×0,49 ×0,38	1300	178	225	250/270	5–6	7,5	660	0,40	8,0
	T4	1,9×0,61 ×0,55	2400	380	255	200/220	5–6	11,5	1240	0,80	12,00
DEMAG	VR8	2,0×0,29 ×0,55	890	150		180	7	4,5		0,40	10,00
	VR13	2,2×0,40 ×0,40	2150	200	300	215	7	9,5		0,80	10,00

Tabelul XIX.86

Berbeci Diesel

Marcă	Tip	Dimensiuni [m]	Greutatea totală [daN]	Greutate piston [daN]	Cadența [lov/min]	Presiunea max [daN]	Consum de carburant [l/oră]	Capacitate rezervor carburant [l]	Consum de lubrifianți [l/oră]	Capacitate rezervorului [l]	Energie pe lovitură [kg.m]	Performanțe medii	
												lățime palplanșă [m]	lungime palplanșă [m]
BSP	DE 40	4,3×0,66 ×0,72	4490	1814	48/52		11,3	71,8		18	4421		
	B 15	4,7×0,59 ×0,76	3820	1500	80/100		9	86		22	3630		
KOBE	K 13	4,0× Ø0,50	2900	1300	40/60	68 000	3–8	40	1	5	3700		
	K 25	4,5× Ø 0,59	5200	2500	39/60	108 000	9–12	40	1,5	7	3500		
DEMAG	D 5	3,8× Ø 0,32	1240	500	42/60	21 000	3,5	11,5	0,5	2	1250	0,40	12
	D 12	4,2× Ø 0,46	2750	1250	42/60	42 500	6,6	15,5	0,75	3	3125	0,80	12
	D 22	4,3× Ø 0,58	5030	2200	42/60	72 000	11	38,5	1,5	7	5500	1,00	20
	D 30	4,3× Ø 0,58	5600	3000	39/60	110 000	11	38,5	1,5	7	3000/7500	1,0	25

Tabelul XIX.87

Vibroînfigătoare

Marca	Tip	Dimensiuni [m]	Greutatea totală [daN]	Frecvența [rot/min]	Moment excentric [kg. cm]	Forța centrifugă [kN]	Amplitudinea [mm]	Puterea necesară	Observații	Acționarea
TOMEN	VM 2 4000 A	4,17×1,05××1,09	3626	850/950 950/1150 1150/1300	4100 3500 2800	340/420 360/520 420/530	7,9 9,8 7,9	150 kVA	Palplanșe medii și grele	Electric
TOMEN	VM 2 5000	4,56×1,13× ×1,26	4887	920/1100 1100 1100/1500 1500/1800	5000 4000 3000 2500	480/680 550 630/760 630/910	10,2 8,2 6,1 5,1	200 kVA	Palplanșe foarte grele	Electric
MULLER	MS 12 H	1,3×0,62× 1,50	700	0—2280	3 poz. ale excentricelor	max. 150	—	61 CP	Palplanșe ușoare și medii	Hidraulic
MULLER	NS 20 H	1,16×0,42 2,33	3200	0—1600	1400 1600 1800 2000	0/450	—	112 CP	Palplanșe medii și grele	Hidraulic
URSS	13 401	0,9×1,27× 2,00	2880	max. 1500	250 500 750 1000	250	—	70 kVA	Palplanșe pînă la 2500 kg	Electric

Tabelul XIX.87 (continuare)

Marca	Tip	Dimensiuni [m]	Greutatea totală [daN]	Frecvența [rot/min]	Moment excentric [kg.cm]	Forța centrifugă [kN]	Amplitudinea [mm]	Puterea necesară	Observații	Acționarea
PTC	20 A2	2,47×0,90× 2,65	5000	3 viteze 920—1100	—	186—265	—	120 kVA	Palplanșe de la 1000 kg la 4000 kg	Electric
PTC	40 A2	3,48×1,35× 2,00	9500	4 viteze 750—1450	2 poz. ale excentricelor	max. 400	—	200 kVA	Palplanșe de la 4000 kg la 6000 kg	Electric
PTC	50 H1	3,30×0,70× 3,05	7500	0—1450	—	max. 1100	—	482 CP	Palplanșe grele Piloți și tuburi	Hidraulic
ROMÂNIA	VH 100/24	4,02×0,48× 3,20	7500	0—1450	—	max. 1000	—	2×160kW	Palplanșe f. grele	Hidraulic
ROMÂNIA	VUB 3	—	4500	750 1450	—	max. 650	—	2×30 kW	Palplanșe grele	Electric

Tehnologia de lucru constă în montarea trusei tăietoare din elementele segmentate pe perimetrul de săpare, peste care se aşază inele de susţinere definitivă: prefabricate de beton, bolţari sau prefabricate metalice. Faza următoare constă în lansarea trusei pe frontul de săpare şi evacuarea sterilului din interiorul profilului. Pe măsură ce se evacuează frontul, trusa înaintează în formaţiunea proaspătă, iar în partea superioară a susţinerii se montează inelele următoare.

În varianta de aplicare a trusei tăietoare cu lansare nu de la suprafaţa terenului, ci la o anume adîncime a puţului, tehnologia poate fi completată cu împingerea trusei cu ajutorul vinciurilor sau preselor hidraulice. În acest caz sprijinirea bateriei de împingere se face cu un inel de montaj amenajat în ultimul pinten de sprijin al puţului, în imediata

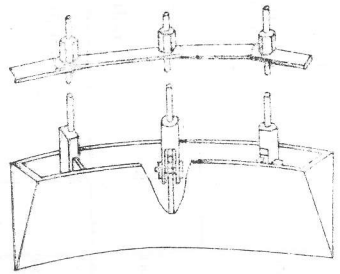


Fig. XIX.290. Segment de trusă tăietoare din fontă turnată

apropiere a zonei ce urmează a fi traversată cu trusa tăietoare. Tipul de susţinere a puţului, pe de o parte şi condiţiile naturale de lucru, pe de alta, determină varianta constructivă a cuţitelor tăietoare ce alcătuiesc trusa (fig. XIX.291). La calculul adîncimii de pătrundere a trusei tăietoare, sau atunci cînd este nevoie, la calculul eforturilor suplimentare

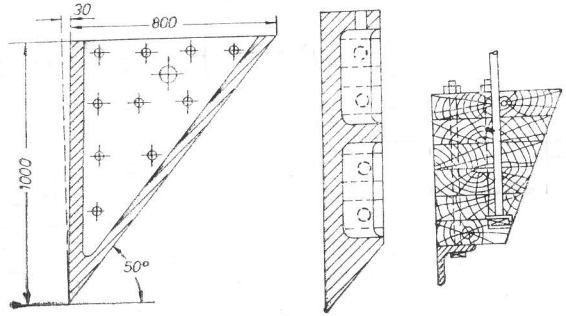


Fig. XIX.291. Elemente tăietoare:

a—cuţit de oţel turnat; *b*— cuţit din fontă turnată; *d* — cuţit din lemn.

pentru a forţa înaintarea trusei, este nevoie să se cunoască frecarea unitară pe exteriorul cilindrului de susţinere f (t/m^2), care are următoarele valori:

— la susţinerea metalică: nisip, pietriş ···2,5; argile ··· 1,5
— la susţinerea cu beton: nisip, pietriş ···2,5; argile, marne ···1,5
— la susţinerea cu bolţari: nisip, pietriş ···3,5; argile, marne ···2,5

5.11.3. SĂPAREA CU CHESOANE PNEUMATICE

Principiul metodei constă în separarea pneumatică a frontului de săpare faţă de atmosfera supraterană, în scopul ridicării presiunii în zona de lucru cu ajutorul aerului comprimat. Pentru aceasta se foloseşte o membrană de etanşare în puţul ce traversează o zonă abundentă în apă, astfel încît în camera izolată de atmosferă se poate ridica presiunea cu ajutorul aerului comprimat pînă la o valoare ce opreşte accesul apei în frontul de lucru.

Accesul oamenilor în camera de lucru a chesonului, introducerea materialelor şi evacuarea sterilului se face printr-un sistem de ecluze pneumatice, dispuse deasupra diafragmei chesonului (fig. XIX. 292). Aerul comprimat este adus în camera chesonului de la staţia de compresoare situată la suprafaţă. Presiunea aerului este reglată astfel încît să fie cel puţin egală cu presiunea hidrostatică din frontul de săpare din zonă.

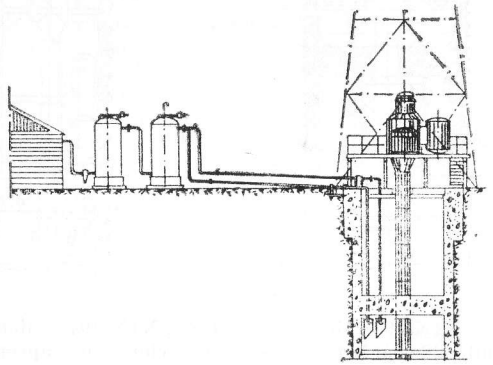


Fig. XIX.292. Cheson cu aer comprimat.

Domeniul de aplicare a tehnologiei de săpare a puţurilor de mină cu cheson pneumatic îl formează locaţiile cu condiţii hidrogeologice complicate, în roci instabile cu aflux de apă de peste 20 m^3/h şi presiunea apei în frontul de lucru de pînă la 2 atm. Limitarea superioară a presiunii hidrostatice este dictată de condiţiile biologice de lucru pentru oamenii din camera chesonului.

Tehnologia de lucru constă în realizarea camerei de cheson prin diafragma fixă sau mobilă ce izolează frontul de atmosfera terestră, ridicarea presiunii aerului în frontul de lucru pînă la valoarea prescrisă prin nivelul apei sub care se lucrează, manevre de introducere şi scoatere prin ecluze a oamenilor şi materialelor.

Accesul aerului comprimat în camera chesonului se face printr-un separator de picături de apă și ulei. Tot în scopul purității aerului comprimat adus în frontul de lucru, se utilizează compresoare cu piston de viteză redusă. Rețeaua de aer comprimat este dublă.

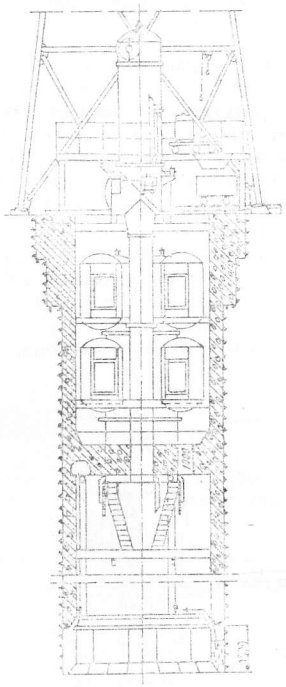


Fig. XIX.293. Montajul ecluzelor în partea superioară a puțului.

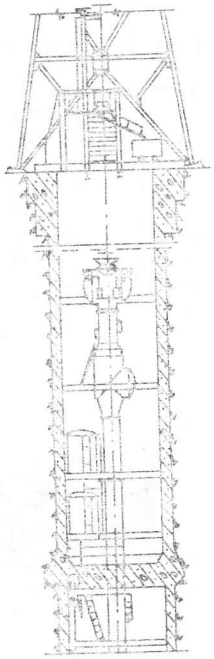


Fig. XIX.294. Montajul ecluzelor în apropierea frontului de săpare.

Tot dublă este și acționarea compresoarelor de aer comprmat: electrică și Diesel. Aparatele de ecluzare se pot amplasa fie în partea superioară a puțului (fig. XIX.293), fie în apropierea frontului de săpare (fig. XIX.294).

Metoda are o mare accesibilitate tehnologică prin aceea că utilajele de bază — compresoarele de aer — constituie o resursă freeventă în industria minieră și cea de construcții.

Campanele de ecluzare sînt construcții metalice relativ simple și ușor la manevrat. Limitele de aplicare a metodei sînt determinate de pragul superior al presiunii în cheson la 20 m sub nivelul apei și de costuri, atunci cînd pierderile de aer comprimat prin condițiile de lucru sînt exagerat de mari.

5.11.4. SĂPAREA PUȚURILOR PRIN COBORÎREA NIVELULUI HIDROSTATIC

Principiul metodei constă în reducerea presiunii apei în zona de săpare a lucrării pe calea evacuării artificiale cu ajutorul pompelor amplasate în găurile de sondă din jurul puțului. Prin pomparea apelor din găurile de sondă dispuse în apropierea puțului de săpat nivelul lor se reduce și prin aceasta se reduce și debitul viiturilor în frontul de lucru, astfel încît să se poată desfășura tehnoogia obișnuită de săpare și susținere. În funcție de condițiile naturale de amplasament, se practică asecarea apelor de la suprafață, din frontul de săpare, sau mixtă.

Alegerea schemei de asecare se face pe baza studiilor de teren privind datele hidrogeologice, dimensiunile, forarea și susținerea definitivă a puțului. Din principiul metodei de săpare prin reducerea nivelului hidrostatic al apelor subterane, decurge și domeniul de aplicare definit, în principal, prin capacitatea de filtrare a straterlor acvifere. Experimental este dovedit că reducerea nivelului hidrostatic în frontul de săpare poate fi eficientă la valori ale coeficientului de filtrare de peste 1—2 m/zi. În orice caz, la valori sub 0.5 m/zi ale ceficientului de filtrare a rocilor în zona de amplasament, această tehnologie trebuie înlocuită cu alta dintre metodele speciale.

Găurile de sondă de asecare se amplasează în jurul puțului, la distanță cît mai redusă posibil de aceasta și în numărul necesar, dispuse, de regulă, pe cerc, deși nu totdeauna în practică se poate realiza acest deziderat.

Plecînd de la măsurătorile de teren și schema de asecare, se calculează după metodologii verificate, numărul de găuri de sondă, se alege tipul de pompe și regimul lor de funcționare pentru a asigura denivelarea necesară, debitul și durata de lucru a instalațiilor.

Utilajele principale sînt pompele de asecare (tabelele XIX.88 — XIX.92). Pompele de asecare pot fi acționate de la suprafață, prin montarea electromotorului la gura găurii de sondă, sau pot fi acționate cu motoare submersibile, prin amplasarea acestora sub nivelul hidrodinamic al apelor subterane. În industria minieră cel mai frecvent folosite sînt pompele submersibile, care au avantaje în montajul mai operativ și în exploatarea mai fiabilă: se elimină axul de acțiune pe lungimea găurii de sondă de asecare, se reduce masa agregatului, se reduc cerințele de verticalitate a sondelor de asecare.

Calculul parametrilor reducerii nivelului hidrostatic. Parametrii reducerii nivelului hidrostatic se determină după cum urmează:

— *Coeficientul de filtrare* se obține din documentația hidrogeologică sau din încercările practice efectuate în forajele din perimetrele puțului sau forajele de hidroobservație.

— *Raza de acțiune* a forajului de asecare (R_y)

$$R_y = R + r_x \quad [\text{m}] \tag{5.127}$$

unde: R este raza de influență a forajului, m; r_x — raza sau distanța la care se amplasează forajul de asecare față de axa puțului, m.

În lipsa datelor hidrogeologice, parametrii de mai sus pot fi calculați cu expresia propusă de I. P. Kusakin sau V. Sichardt:

$$R = 2S\sqrt{H \cdot K} \tag{5.128}$$

$$R = 10{,}2\sqrt{K} \tag{5.129}$$

Tabelul XIX.88

Electropompe HEBE

Electropompa	Debit și înălțime totală de pompare												Electromotor	
	5	7	9	11	13	15	20	25	30	33	40	m³/h	Tip	P [kW]
FP/30-Hebe 50×2	31	29	25	20,5	15,5									
FP/30-Hebe 50×3	47	43,5	37,5	30,5	23							m	S2	4
FP/30-Hebe 50×4	63	53	50	41	31							m	S2	4
FP/30-Hebe 50×5	79	72,5	62,5	51,5	38,5							m	S2	4
FP/30-Hebe 50×6	95	87	75	62	46,5							m	S2	4
FP/30-Hebe 50×7	111	101,5	87,5	72,5	54,5							m	S3	7,5
FP/30-Hebe 50×8	127	116	100	82,5	62							m	S3	7,5
FP/30-Hebe 50×9	143	130,5	112,5	93	70							m	S3	7,5
FP/30-Hebe 50×10	159	146	125	103,5	77,5							m	S3	7,5
FP/30-Hebe 65×2					32	31	28	24	20	15	10	m	S2	4
FP/30-Hebe 65×3					48	46,5	42	36	30	22,5	15	m	S3	7,5
FP/30-Hebe 65×4					64	62	56	48	40	30	20	m	S3	7,5
FP/30-Hebe 65×5					80	77,5	70	60	50	37,5	25	m	S4	10
FP/30-Hebe 65×6					96	93	84	72	60	45	60	m	S4	10

Electromotoare			
Tipul	S2	S3	S4
Puterea nominală (kW)	4	7,5	10
Tensiunea (V), conexiunea	380Y/220	380Y/220	380Y/220
Curent nominal (A)	10,5 18	18,53 32,1	21,8 43
Turația sincronă (rot/min)		3000	
Masa motorului umplut cu apă(kg)	80	102	112

Tabelul XIX.89

Caracteristicile pompelor submersibile „Nautila" fabricate în Cehoslovacia

Nautila, tip	Debit, Q [l/min]	Înălțime refulare, H [m]		Putere [kW]		Pentru Ø [mm]	Put Ø [mm]
100.F-1252-25 -1253-40 -1254-55	700/1200/1500	62	53	18,5	12	241	300
		93	79	29,5	63		
		124	106	40,5	84		
F-1362-32 -1363-45 -1364-60	900/1200/1500	70	60	22,5	50	241	300
		105	90	33	75		
		140	120	44	100		
F-862-20 -863-25 -864-32	350/500/700	72	67	15	52	211	300
		108	100	18,5	78		
		144	134	23,5	104		
F-874-40	400/600/800	155	142	29,5	108	241	300
F-1043-20 -1044-32		66	60	15	42	241	300
		88	89	23,5	56		
G-1452-25 -1453-40 -1454-50	100/1500/2000	55	45	18,5	28	165	350
		82	67	29,5	42		
		110	89	36	56		
G-1652-32 -1635-45 -1654-68	1100/2000/2800	50	40	23,5	29	265	350
		75	60	33	30		
		100	80	41	40		
G-1851-25 -1852-45 150-1853-60	1300/2000/3000	25	20	18,5	14	282	350
		50	40	33	28		
		75	60	44	42		

Tabelul XIX.90

Caracteristicile pompelor submersibile fabricate în R.D.G.

Tip	Trepte (nr)	Hman [m]			Q [m³/h]		
		minim	mediu	maxim	maxim	mediu	minim
U 25/133	4	15	35	40			
	6	20	50	60			
	8	30	65	75	9	4	1
	10	35	85	95			
U 52/168	2	25	30	35			
	4	50	65	70			
	6	75	95	145	11	6	1
	8	100	125	140			
	10	125	160	175			
U 40/168	2	25	30	35			
	4	55	65	70			
	6	80	95	105	14	10	4
	8	105	125	145			
	10	135	160	175			
U 50/168	2	20	30	35			
	4	40	65	70			
	6	60	95	110	28	16	2
	8	85	125	145			
	10	104	160	180			
U 65/168	2	25	30	35			
	4	50	65	75			
	6	75	95	115	35	25	2
	8	100	125	150			
	10	130	165	190			

Tip	Trepte (nr)	Hman [m]			Q [m³/h]		
		minim	mediu	maxim	maxim	mediu	minim
U 80/216	2	25	40	55			
	4	45	80	115			
	6	70	120	170	55	40	5
	8	90	165	225			
U 100/216	2	25	40	55			
	4	45	80	115			
	6	70	120	170	110	65	10
	8	95	165	230			
U 125/267	1	25	40	50			
	2	55	80	95			
	3	80	120	145	150	100	10
	4	105	160	195			
U 150/318	1	30	55	65			
	2	55	105	135	237	163	13
	3	95	155	205			
U 200/368	1	30	45	60			
	2	65	85	120			
	3	95	130	185	340	250	20
	4	125	170	245			
U 300/470	1	15	25	35			
	2	30	50	75			
	3	50	75	115	800	630	40
	4	65	100	150			

Tabelul XIX.91

Caracteristicile pompelor submersibile fabricate în Polonia

Tip	Q [l/min]	H [m]	Diametrul minim al puțului [m]
G-40 I—XII	40	9,8—95,5	130
	60	8,6—85,0	
	80	7,0—66,0	
	100	5,0—43,5	
G-60 I—XII	100	12,5—140	200
	150	12,0—130	
	200	10,5—114	
	250	9,0— 94	
G-80A (I—IX)	350	18—162	240
	500	18—161	
	700	17—153	
	900	15—131	
	1 100	11—96	
G-80B (I—IX)	250	34—153	240
	400	33—148	
	600	27—125	
	800	20— 90	

Tip	Q [l/min]	H [m]	Diametrul minim al puțului [m]
G-100A (I—VIII)	1 200	19—153	250
	1 500	18,5—150	
	1 800	18—144	
	2 100	12— 93	
G-100B (I—VIII)	1 000	17—136	270
	1 300	15,5—125	
	1 600	14—112	
G-125A (I—VI)	1 950	30—175	305
	2 300	28,5—167	
	2 700	27—133	
	3 100	25—121	
	3 500	23—114	
G-125B (I—VI)	1 400	27—161	305
	1 750	26—156	
	2 100	24—143	
	2 500	24—121	
	2 900	16— 80	

în care: S este reducerea nivelului hidrostatic, m; H — înălțimea nivelului static al coloanei de apă; K — coeficient de filtrare, m/zi;

Tabelul XIX.92

Pompe submersibile fabricate în U.R.S.S.

Tip	Debit [m³/h]	Înălțimea coloanei de refulare [m]	Puterea electromotorului [kW]	Diametrul forajului [mm]
6AP 9×6	7,2	50	2,5	150
8AP 9×10	19	100	12	200
10AP 18×6	72	85	35	250
12AP 18×2	198	65	60	300
14AP 18×12	100	280	147	200
PMNL 30×50	30	50	10,5	200
PMNL 30×80	30	80	10,5	200
PMNL 100×100	100	100	45,5	300
PMNL 60×150	60	150	45,5	300
6 APV	5	90	35	150
8 APV	12	120	12	200
10 APV	30	160	35	250
12 APV	60	120	35	300
12 APV	100	120	60	300
APT 60×150	60	150	45	300
APT 30×200	30	200	45	300
APT 70×300	70	300	90	350

Distanța la care se amplasează forajul de asecare pe un contur circular (r_x) este egală cu raza cercului, iar în cazul amplasării forajelor pe perimentrul unui dreptunghi acest parametru se stabilește cu expresia:

$$r_x = \frac{2(a+b)}{2\pi} \qquad (5.130)$$

în care a și b este latura lungă și respectiv latura scurtă a dreptunghiului, m.

În situația amplasării forajelor pe un contur având un profil oarecare, r_x rezultă din expresia:

$$r_x = \sqrt{\frac{F}{\pi}} \qquad (5.131)$$

în care F este suprafața delimitată de poziția forajelor, m².

Ecuațiile pentru determinarea debitului forajelor perfecte (foraje care traversează întreaga grosime a stratului acvifer) sînt prezentate în tabelul XIX.93, iar ecuațiile pentru calculul reducerii nivelului hidriostatic, în tabelul XIX. 94.

Tabelul XIX.93

Ecuațiile pentru determinarea debitului Q (m³/h) în forajele perfecte

Orizontul acvifer	Trei foraje amplasate pe conturul unui triunghi	Patru foraje amplasate pe conturul unui patrat	Mai multe foraje amplasate pe conturul unui cerc	Semnificația notațiilor din formule
Strat acvifer sub presiune	$Q = \frac{2\pi \cdot K \cdot m \cdot S}{\ln\left(\frac{R_y^3}{4\sigma^2 r_f}\right)}$	$Q = \frac{2\pi \cdot K \cdot m \cdot S}{\ln\left[\frac{R_y^4}{11,3\,\sigma^3 \cdot r_f}\right]}$	$Q = \frac{2\pi K \cdot m \cdot S}{\ln\left[\frac{R_y^n}{n \cdot r^{n-1} \cdot r_f}\right]}$	K — coeficientul de filtrare al rocilor, m/h; S — grosimea stratului acvifer; m; m și H — grosimea totală a stratului acvifer sub presiune și lipsit de presiune; S_0 — reducerea proiectată a nivelului hidrostatic, m; r_x — raza de amplasare a forajelor față de axa puțului, m; R_y — raza de acțiune a forajului m; r_f — raza forajului m; σ — jumătatea distanței dintre foraje. n — numărul forajelor.
Strat acvifer cu nivel liber	$Q = \frac{\pi \cdot K \cdot (2H - S)\, S}{\ln\left[\frac{R_y^3}{4\sigma^2 \cdot r_f}\right]}$	$Q = \frac{\pi \cdot K \cdot (2H - S) S}{\ln\left[\frac{R_y^4}{11,3\,\sigma^3 \cdot r_f}\right]}$	$Q = \frac{\pi \cdot K \cdot (2H - S)\, S}{\ln\left[\frac{R_y^n}{n \cdot r_x^{n-1} r_f}\right]}$	

Tabelul XIX.94

Ecuațiile pentru determinarea rabaterii nivelului apelor subterane

Orizontul acvifer	Coloana de apă rezultată sfîrșită deasupra	Reducerea nivelului apelor subterane	Observații
Strat acvifer sub presiune		**ÎN CENTRUL PUȚULUI** $h_0 = H - \frac{n \cdot Q \cdot \ln \frac{R_y}{r_x}}{2\pi K \cdot m}$; $S_0 = \frac{n \cdot Q \cdot \ln \frac{R_x}{r_x}}{2\pi \cdot K \cdot m}$ **ÎN ORICE PUNCT DIN LIMITA PÎNZEI DE DEPRESIUNE** $h_0 = H - \frac{n \cdot Q}{2\pi K m}\left[\ln R_y - \frac{1}{n}\ln\right]$; $S = \frac{n \cdot Q}{2\pi K \cdot m}\left[\ln \cdot R_y - \frac{1}{n} \cdot \ln (x_1, x_2, \ldots, x_n)\right]$	*Formule propuse de Forheimer* h_0 — înălțimea coloanei de apă în forajul de deseare, m; $x_1, x_2, \ldots x_n$ distanțele măsurate de la forajul în acțiune pînă la punctul unde se efectuează măsurători asupra reducerii nivelului hidrostatic, m.
Strat acvifer cu nivel liber		**ÎN CENTRUL PUȚULUI** $h_0 = \sqrt{H^2 - \frac{n \cdot Q \cdot \ln \frac{R_y}{r_x}}{\pi K}}$; $S_0 = H - \sqrt{H^2 - \frac{n \cdot Q \cdot \ln \frac{R_y}{r_x}}{\pi K}}$ **ÎN ORICE PUNCT DIN LIMITA PÎNZEI DE DEPRESIUNE** $h_0 = \sqrt{H^2 - \frac{n \cdot Q}{\pi K}\left[\ln (x_1, x_2, \ldots x_n)\right]}$; $S_0 = H - \sqrt{H^2 - \frac{n \cdot Q}{\pi K}\left[\ln \cdot R_y - \frac{1}{n}\ln (x_1, x_2 \ldots x_n)\right]}$	

5.11.5. SĂPAREA PUȚURILOR PRIN IMPERMEABILIZAREA ROCILOR

Impermeabilizarea rocilor constă în umperea golurilor și a fisurilor din zona de lucru cu diferite substanțe, în scopul îngrădirii sau chiar a opririi afluxului de apă în frontul de lucru precum și în scopul consolidării masivului de roci prin care se traversează cu puțul. Operația de umplere a golurilor și fisurilor constă din pomparea cimentului, a betonului, a argilei, a bitumenelor topite, sau a unor soluții chimice. De aici se și cunosc diferitele procedee de cimentare, de argilizare, de bituminizare, de silicatizare.

În rocile stîncoase fisurate, principala metodă de consolidare și impermeabilizare la care se recurge este cimentarea prin injecții sub presiune, efectuată în găurile de foraj. În cazul rocilor cu fisuri fine se folosesc suspensii de materiale cu granule de dimensiuni mici, argile bentonitice, sau soluții coloidale. Alegerea metodei de impermeabilizare constituie ea însăși o problemă de studiu ce are drept scop alegerea procedeului cel mai fezabil, dar și cel mai ieftin.

Tehnologia de lucru constă din forajul găurilor de sondă de impermeabilizare în zona de lucru, echiparea acestora cu burlane de injecție și pomparea soluției fluide.

Forajul găurilor de sondă este o operație relativ simplă și asimilată industrial atît cu instalații de suprafață cît și cu instalații construite pentru lucrul în subteran.

Toate fazele tehnologice sînt însoțite de operații de măsură și control : forajul se încheie cu măsurătorile de deviație și de permeabilitate, tubarea găurii de sondă se termină prin măsurători de etanșeitate și probe de pachere, injectarea însăși se desfășoară prin măsurători de debit și presiune. Distanța dintre găurile de sondă de cimentare forate de la suprafață este practic de ordinul a 2—4 m, în timp ce în cazul cînd ele se forează vertical din frontul subteran al puțului, atunci se amplasează la 1,5—2,0m distanță una de alta, iar în cazul găurilor de sonde înclinate, săpate tot din frontul subteran, distanța dintre ele este și mai mică (0,8—1,5 m). Adîncimea de foraj este determinată de grosimea ce urmează a fi supusă cimentării. Diametrul găurilor de sondă se alege în funcție de adîncimea de foraj și de instalațiile disponibile și, de regulă, este cuprins între limitele 40 și 100 mm.

Se urmărește ca diametrul de foraj să fie cît mai redus. Prin aceasta se realizează costuri mai mici și pe de altă parte se asigură o viteză de circulație a soluției mai ridicată, astfel încît se evită depunerea solidelor.

Presiunea manometrică inițială de injecție se evaluează după formula:

$$h = H - \gamma_s \cdot h_s - (\gamma_s - \gamma_a) h_c \qquad [\text{m } H_2O] \tag{5.132}$$

în care: H este presiunea inițială de pompaj la limita superioară a zonei injectate, mH_2O;

h_s — diferența de nivel dintre nivelul hidrostatic al apelor subterane și manometrul sondei, mH_2O;

h_c — distanța dintre acoperișul stratului acvifer și nivelul hidrostatic al apelor subt erane m;

γ_s, γ_a — densitatea soluției respectiv a apei.

Debitul de injecție se determină din condiția ca viteza de circulație în gaura de sondă să depășească viteza critică de depunere a părților solide:

$$Q = s \cdot v_c \qquad [\text{l/min}] \tag{5.133}$$

unde:

s este secțiunea de lucru în gaura de sondă, m^2;

v_c — viteza critică a fluidului, m/min.

Avînd debitul iniţial şi presiunea de lucru, se pot alege pompele de injecţie (tabelul XIX. 95). Schema de circulaţie a fluidului de injecţie poate fi deschisă (fig. XIX. 295) sau închisă (fig. XIX. 296).

Tabelul XIX.95

Pompe de ciment

Caracteristica	Tipul de pompă					
	3 PN 40	2 PN 35	2 PN 20	3 PN 15	3PN 7,5	1 PN 1
Numărul cilindrilor	3	2	2	3	3	1
Acţiunea	simplă	dublă	dublă	simplă	simplă	simplă
Diametrul pistonului, mm	80 60 40	100 90 75	101,6 89,2	60	60	60
Debitul, l/min	450 255 115	402 ; 322 216 ; 130 104 ; 70	502 381	178 ; 108 66 ; 38	120 62 28	24,8 ; 18,4 14,2 ; 7,9
Presiunea, at	34 60 70	33,5 47,5 60	15,2 20,1	35	25	12
Greutatea kg	498	584	—	174	115	23

Fluide de injecţie. Cerinţele tehnologice faţă de fluidele de injecţie sînt multiple şi variază de la caz la caz. Pentru roci fisurate grosier, viscozitatea poate fi mai ridicată, pentru fisuri fine şi roci granulare viscozitatea ridicată poate fi un mare incovenient. Alegerea fluidului de lucru constituie obiectul unor studii specializate de laborator. În tabelul XIX. 96 sînt prezentate principalele fluide de injecţie utilizate curent. O grupare convenţională, desigur a fluidelor de consolidare prin injecţii, după scopul urmărit prin această tehnologie specială, are o valoare aplicativă şi cuprinde trei părţi:

a) fluide de umplere a golurilor (rambleiere);

b) fluide de monolitizare (consolidare) a terenului;

c) fluide de impermeabilizare.

Bituminizarea ocupă un loc aparte în procedeele de injecţie a rocilor fisurate, datorită caracteristicilor fizico-chimice ale acestui fluid de injecţie, caracterizat prin aceea că nu se dizolvă în apă, nu este spălat de curenţii de apă subterană, este puternic anticorosiv în mediile lichide agresive. Schema instalaţiei de bituminizare este dată în fig. XIX. 297.

Tabelul XIX.96

Fluide de injectare uzuale

Tipuri de fluide	Suspensii			Soluţii chimice			Spume	
	Ciment	Argilă + ciment	Bentonită deflocelată	Geluri de silicat: Gel diluat	Geluri de silicat: Gel dur	Rășini sintetice	Cimennt stabilizat	Organice
Natura	Suspensii instabile	Suspensii stabilizate		Lichide			Emulsii gazoase	
Domeiul de utilizare	Roci fisurate	Pietriș și roci fisurate		Nisip, injectare secundară în roci			Goluri	Circulaţie puternică de apă
		$>10^{-1}$ cm/s	$>5\cdot10^{-2}$ cm/s	$>5\cdot10^{-4}$ cm/s	$>10^{-3}$ cm/s	$>10^{-4}$ cm/s		
Conducerea injectării	Presiune de refuz	Cantitativ, limitare volumetrică					Umplere	
Preţul relativ al substanţelor pentru 1 m³, după *Cambefort* (1977)	4,2 pentru $\gamma a = 1,5$	1	0,8—1	2—4	6	10—500	1,2	10

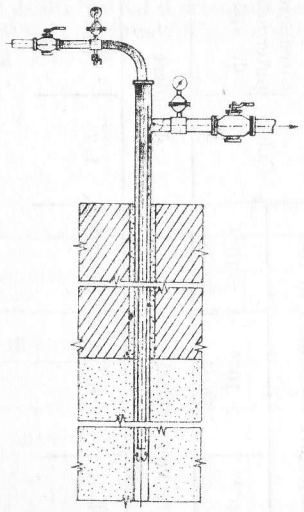


Fig. XIX.295. Sondă de injecţie în schemă deschisă.

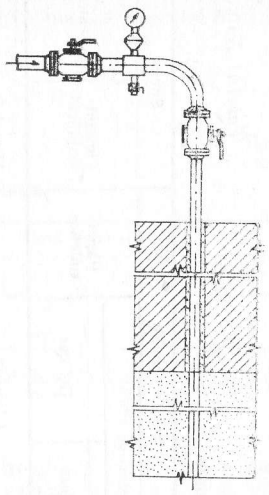


Fig. XIX.296. Sondă de injecţie în schemă închisă.

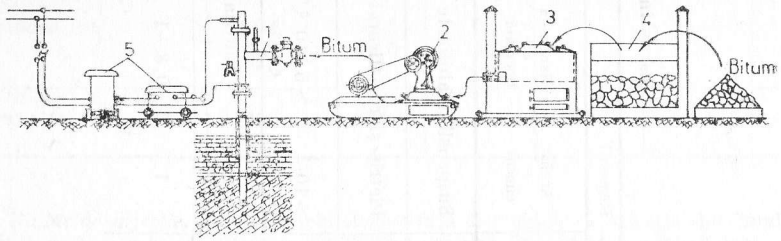


Fig. XIX.297. Schema instalaţiei de bituminizare :

1 — cap de injecţie; *2* — pompă; *3* — încălzitor; *4* — uscător; *5* — transformator reglabil.

5.11.6. SĂPAREA PUŢURILOR PRIN METODA ÎNGHEŢĂRII

Principiul metodei consolidării rocilor prin frig artificial constă în solidificarea apei lichide în imprejurimea frontului de săpare, pe durata lucrărilor de construcţii. Peretele protector de rocă îngheţată îndeplineşte una din următoarele funcţiuni, sau ambele simultan: izolare hidraulică şi protecţia mecanică a frontului de săpare şi susţinere. Rezistenţa mecanică a rocilor îngheţate crescînd cu scăderea temperaturii lor, metoda prezintă avantajul reglării capacităţii portante a peretelui protector de masiv îngheţat.

Peretele protector de rocă îngheţată se realizează prin găuri de sondă de îngheţare (fig. XIX, 298) forate pe conturul exterior puţului şi prin care circulă fluidul refrigerat. Temperatura fluidului refrigerat şi durata de îngheţare determină, în principal, dimensiunile peretelui protector de rocă acviferă îngheţată.

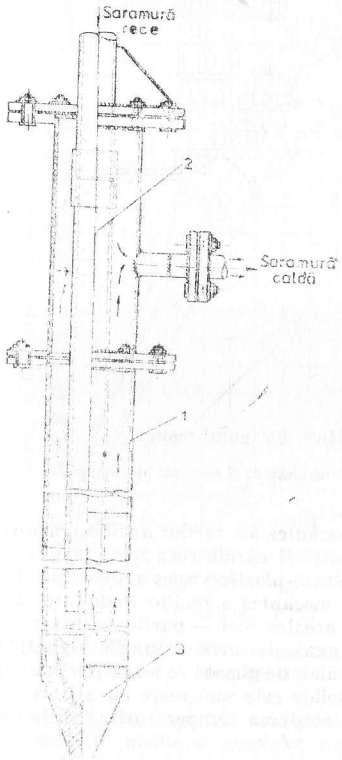


Fig. XIX.298. Sonda de îngheţare :

1 — burlan de îngheţare; *2* — tubing; *3* — şiu de etanşare.

Instalaţia de consolidare prin frig a rocilor va avea, în consecinţă, trei componente principale: staţia frigorifică, reţeaua de distribuţie şi găurile de sondă de îngheţare care joacă rolul unui schimbător ce căldură în sol. Staţia frigorifică poate fi construită pe principiul absorbţiei sau pe cel al compresiei. În unele cazuri, cînd condiţiile termofizice o indică, se foloseşte azotul lichid ca agent de evacuare a căldurii din găurile de sondă de îngheţare. Dat fiind caracterul pronunţat temporar al funcţionării staţiei frigorifice la construcţiile subterane, cel mai frecvent se recurge la varianta constructivă a staţiei frigorifice ce lucrează prin compresie, în execuţie staţionară sau mobilă, de regulă secţionată transversal în trei secţiuni: de compresie, de condensare şi de evaporare (fig XIX. 299).

Parametrii termodinamici ai procesului frigorific — temperatura agentului, presiunea agentului în diferite etape ale ciclului, temperatura agentului de condensare, temperatura agentului refrigerent, debitele şi reglajul lor — constituie obiectul proiectului ingineresc al staţiei frigorifice şi aceştia se stabilesc după cerinţele procesului, după utilajul folosit şi mijloacele de realizare (apa de răcire, aerul de răcire, energia electrică etc.).

Procesul de consolidare a peretului de rocă îngheţată mai cuprinde, în afară de forajul găurilor de sondă şi echiparea lor cu conductele de răcirei şi aparatura de urmărire, măsură şi control. La puţuri de adîncime ce depăşeşte 100 m, operaţia de foraj devine mai pretenţioasă sub aspectul verticalităţii găurilor de sondă. Măsurarea derivaţiei găurilor de sondă de îngheţare şi de control se face cu aparate de construcţie şi precizie adecvate. Procesul îngheţării este urmărit prin găuri de sondă de observaţii hidraulice şi de măsurători termice. Controlul grosimii peretelui de rocă îngheţată se poate face şi prin măsurători cu ultrasunete din găurile de sondă de îngheţare şi control.

Rezistenţa rocilor îngheţate este parametrul fizic pe care se bazează principiul metodei consolidării rocilor acvifere prin frig artificial. Prezenţa apei în cantităţi mari şi proporţii ce fac ca nisipurile să devină instabile, conţinutul în săruri, temperatura şi viteza de mişcare a fluidelor reprezintă date ce trebuiesc cercetate în prealabil pentru proiectarea tehnologiei.

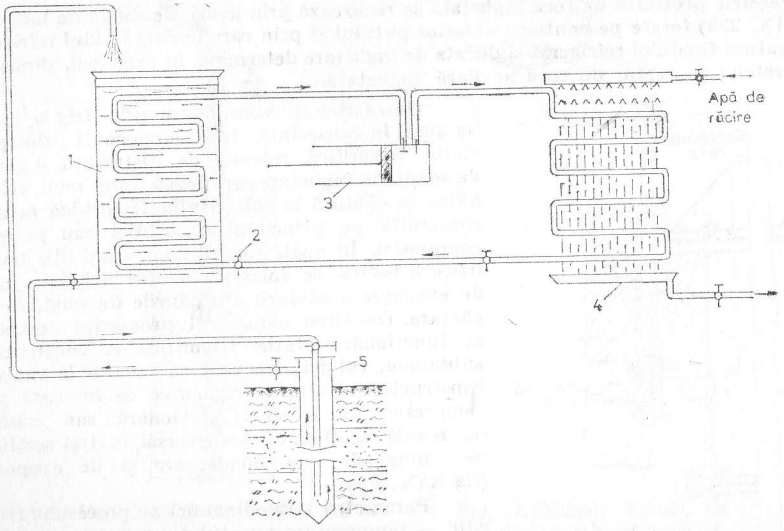


Fig. XIX.299. Schema instalaţiei frigorifice cu compresie:

1 — evaporator; *2* — ventil de reglaj; *3* — compresor; *4* — condensator; *5* — sondă de îngheţare.

Cercetările experimentale asupra proprietăţilor mecanice ale rocilor acvifere ca nisipuri, marne, argile au plecat de la conceptul (1887) potrivit căruia roca îngheţată este un material elastic, cu timpul dovedindu-se caracterul elasto-plastic-vîscos al deformărilor (1937, 1961). În accepţiunea contemporană, rezistenţa mecanică a rocilor îngheţate este condiţionată de forţele de adeziune între componentele acestor roci — particule minerale, gheaţă şi apa neîngheţată. Astfel, se poate vorbi de o analogie între nisipurile îngheţate şi betonul obişnuit, rolul cimentului fiind jucat de cristalele de gheaţă ce leagă particulele de nisip sau marnă între ele. Cu cît granulaţia părţii solide este mai mare cu atît rezistenţa mecanică a rocii înheţate este mai mare. Iar cu scăderea temperaturii, rezistenţa mecanică a rocii îngheţate creşte (fig. XIX. 300).

Mulţimea şi gradul variabil de influenţă a diferiţilor parametri termomecanici (umiditate, granulaţie, aderenţă, constantele termice) ai rocilor acvifere asupra rezistenţei mecanice în domeniul temperaturilor negative impun încercări de laborator pe probe prelevate din locaţia puţului, în scopul determinării datelor certe de calcul. Mai este de reţinut şi faptul că rezistenţa mecanică a rocilor acvifere îngheţate aflate sub sarcină scade cu timpul (fig. XIX. 301).

Viteza de îngheţare a apei depinde nu numai de diferenţa de potenţial termic între aceasta şi sursa de frig. ci şi de starea ei de agregare. Procesul de coborîre a temperaturii cînd apa îşi schimbă starea sa de agregare — lichid-solid cuprinde trei etape (fig. XIX. 302). Durata cea mai mare (80 %) din timpul consolidării prin îngheţare o are evacuarea căldurii de solidificare a apei.

Procesul de consolidare a rocilor prin frig are la bază fenomenul de transfer al căldurii de la masiv la saramura refrigerentă răcită. Schimbul termic de frig se realizează prin conductivitate, convecţia şi radiaţia fiind aproape total absente. Coeficientul de conductivitate termică, λ [kcal/m·h·grd.], pentru apă este variabil cu temperatura dar în diapazonul de temperaturi în care se lucrează, valoarea acestuia este în medie 0,5 kcal/m·h·grd. Pentru roci, variaţia lui are caracter neliniar, după cum este direcţia de propagare a căldurii faţă de suprafaţa de clivaj, depinzînd şi de granulaţie şi porozitate. În aceste condiţii se recurge la calcule de valori medii. Dată fiind dependenţa aproape liniară dintre rezistenţa mecanică a rocilor îngheţate şi temperatura de consolidare, este necesar să se cunoască cîmpul de temperaturi în zona îngheţată şi în zona răcită, care, pentru cazul săpării unui puţ vertical, se prezintă ca în fig. XIX. 303. Acelaşi tablou, schimbîndu-i unităţile de măsură, este cel al rezistenţei mecanice al rocilor îngheţate.

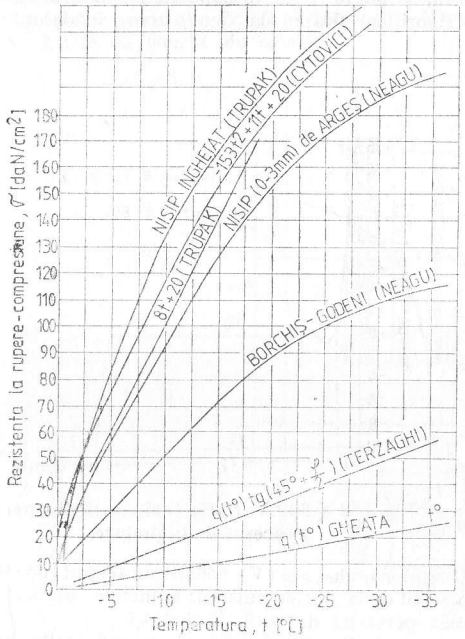


Fig. XIX.300. Rezistenţa la compresiune uniaxială.

Tehnologia de lucru. Săparea găurilor de sondă de îngheţare se face cu instalaţii obişnuite pentru adîncimi relativ mici (100—1 000 m) şi la diametre de gaură între 100 şi 200 mm. Amplasamentul găurilor sondelor de îngheţare se face în exteriorul puţului în săpare, pe un cerc de diametru (D_s) mai mare decît diametrul puţului — D (inclusiv pintenul de sprijin) cu 1,2 ori grosimea peretelui de rocă îngheţată (E) şi cu distanţele de deviaţie medie a sondelor (a).

$$D_s = D + 2 \cdot 0{,}6\ E + a \quad [\text{m}] \tag{5.134}$$

Numărul găurilor sondelor de îngheţare depinde de dimetrul de amplasare a acestora (D) şi de distanţa dintre ele (l)

$$N = \frac{\pi\ D_s}{l} \tag{5.135}$$

Distanţa (l) dintre găurile de sondă oscilează în funcţie de datele termofizice ale terenului şi de condiţiile tehnologice de foraj, între 0,5 şi 3 m. La puţurile de mină de diametre curente, adică de la 3,0 m la 6,0 m, distanţa dintre găurile de sondă ce se adoptă frecvent este de 1,0—1,5 m.

Găurile de sondă de control se amplasează şi se sapă numai după ce s-au săpat cele de îngheţare şi s-a făcut operaţia de măsurătoare a deviaţiei lor. Găurile de sondă de îngheţare se probează la presiune, în scopul verificării integrităţii lor şi se cuplează la reţeaua de distribuţie a saramurii refrigerente. Îngheţarea rocilor la dimensiunile peretelui protector necesar (perioada activă) odată încheiată, se poate trece la săparea puţului, susţinerea lui (perioada pasivă de lucru a staţiei frigorifice) şi apoi la decuplarea sondelor de la staţie şi dezgheţarea masivului.

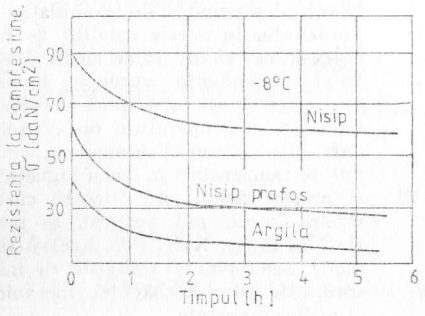


Fig. XIX.301. Rezistnţa de durată la compresiune.

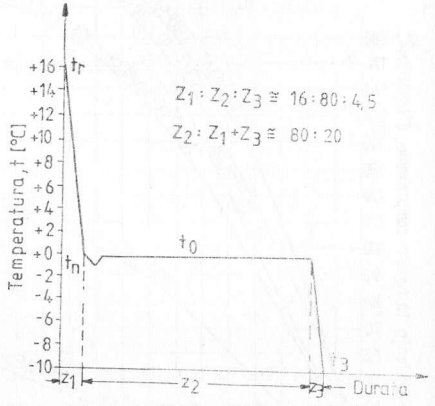


Fig. XIX.302. Variaţia temperaturii apei în procesul de îngheţare.

Capacitatea staţiei frigorifice. Volumul rocilor îngheţate (V) constituie scopul funcţional al instalaţiei frigorifice şi se determină plecînd de la datele puţului: adîncime, diametrul de săpare, dimensiunea pintenilor, grosimea peretelui de rocă îngheţată.

Consumul global de frig pentru îngheţarea rocilor (Q) depinde de proprietăţile termofizice ale acestora şi de regimul de transfer termic. Astfel, pentru a coborî temperatura unui volum unitar (1 m³) de la cea naturală la −10°C, este necesar un consum specific de frig de 15 780 kcal la 10% umiditate şi de 50 100 kcal la 50% umiditate. Pentru nisipul acvifer cu 35% umiditate se consumă, la 1 m³, următoarele cantităţi de frig:

2 800 kcal pentru a-i coborî temperatura la ±0°C;

2 800 kcal pentru a-i prelua căldura latentă de solidificare a apei;

1 750 kcal pentru a-i coborî temperatura la −20°C;

29 880 kcal pentru răcirea părţilor solide din rocă pînă la −10°C. Consumul unitar de frig (q = 37 230 kcal) reprezintă consumul total de frig pentru 1 m³ de nisip acvifer în scopul de a-l îngheţa la −10°C.

Consumul global de frig:

$$Q = q \cdot V \qquad \text{[kcal]} \tag{5.136}$$

Consumul de frig în pierderi prin fluxul terestru:

$$Q_1 = F \cdot r \qquad \text{[kcal]} \tag{5.137}$$

prin suprafaţa masivului (F) şi cu fluxul unitar (r) de pierderi.

Capacitatea de transfer termic a găurilor de sondă de îngheţare:

$$Q_s = F_s \cdot K \qquad \text{[kcal]} \tag{5.137}$$

unde sarcina termică specifică (K) a găurilor de sondă variază de la 700—800 kcal/m² · h, la începutul procesului, la 124—150 kcal/m² · h cînd izoterma de ± 0°C s-a îndepărtat la 1,5—2,0 m de găurile de sondă.

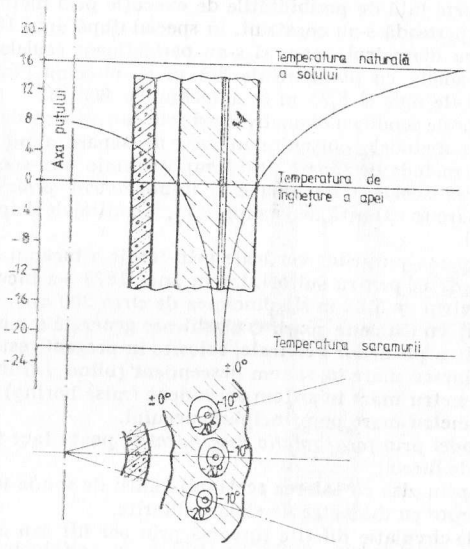


Fig. XIX.303. Cîmpul termic al sondelor.

Pentru temperaturi de ordinul a −20°C în agentul frigorific crud, valoarea factorului K se evaluează la 225 kcal/m² · h.

Timpul (durata) de îngheţare se determină din relaţia de bilanţ termic:

$$T = \frac{Q}{Q_s - Q} \qquad \text{[h]} \tag{5.138}$$

$$T = \frac{Q}{Q_s - Q_1} \cdot \frac{1}{24} \qquad \text{[zile]} \tag{5.139}$$

Durata îngheţării pasive depinde de durata săpării puţului şi în acest regim se lucrează cu 1/3 din capacitatea nominală frigorifică.

5. 11. 7. SĂPAREA PUȚURILOR PRIN FORAJ CU DIAMETRU MARE

Săparea puțurilor verticale prin foraj cu diametrul mare al găurilor de sondă este de dată relativ recentă și a luat o anumită amploare în unele țări ca S.U.A., U.R.S.S., R.F.G,. ș. a. după anul 1955, iar la noi în țară după anul 1970. Înainte de 1955 s-au forat unele puțuri miniere dar cu totul izolat, dată fiind lipsa de tehnologii, aparatură și utilaje.

Intensificarea exploatărilor de uraniu după 1955 și trecerea la exploatarea zăcămintelor carbonifere de adîncime au impus executarea de lucrări verticale, puțuri și suitori cu termene mult mai scurte față de posibilitățile de execuție prin metode miniere de săpare obișnuite. În această perioadă s-au construit, în special după anul 1963, instalații speciale de foraj de sonde cu diametrul mare și s-au perfecționat sculele de foraj. În prezent se execută găuri de sondă cu diametre de 3-5 m și adîncimi pînă la 1 000 m precum și puțuri cu diametre de 6,00 și 8,75 m și adîncime de 600 m.

Execuția găurilor de sondă cu diametre mari este costisitoare, dar o analiză profundă a comparabilității cu metodele obișnuite miniere de săpare a puțurilor verticale arată avantaje mari pentru metoda de săpare prin foraj, avantaje care constau în: timpul de execuție redus; eliminarea accidentelor umane și îmbolnăvirile profesionale, prin faptul că toate lucrările de săpare se execută de la suprafață, iar utilajele și aparatura pot fi folosite și pentru alte lucrări.

În România săparea puțurilor verticale prin foraje a început cu forarea unor găuri de sondă de 1,22—1,82 m pentru suitori, iar în anul 1878 s-a început săparea primului puț vertical cu diametrul de 3,62 m și adîncimea de circa 300 m.

Metode de foraj cu diametre mari. O clasificare generală a metodelor de săpare prin foraj în sistem rotativ a puțurilor verticale, folosite în prezent, este următoarea:

— foraj cu diametru mare în sistem descendent (blind drilling);

— foraj cu diametru mare în sistem ascendent (raise boring);

— foraj cu diametru mare pe principiul șnecului.

Aplicarea metodei prin *foraj rotativ descendent* se poate face folosind unul din următoarele procedee de lucru:

— săparea propriu-zisă cu tăierea secțiunii găurii de sondă într-o singură treaptă sau cu mai multe trepte cu diametre de săpare diferite.

— cu sisteme de circulație diferite (inversă prin aer lift sau absorbție, cu sau fără injecție suplimentară de fluid la rolele sapei, circulație directă sau inversă folosind diferite fluide de foraj);

— realizarea rotației de la suprafață de către masa rotativă sau cap hidraulic motor, prin turbine de fund și pe principiul șnecului.

Forajul pe toată secțiunea puțului vertical într-o singură treaptă, cu circulația directă sau inversă cu orice fluid de foraj, dezvoltă cupluri mari la masa rotativă și garnitura de prăjini. Pentru reducerea cuplului rezistent al garniturii și al masei rotative sau capului hidraulic motor se folosește *procedeul de foraj în mai multe trepte* de diametre diferite de săpare. Acest procedeu însă are dezavantaje mari legate de timpul mare de execuție și de unele aspecte de ordin tehnologic privind lărgirea găurii de sondă (de colmatarea pereților, evacuarea detritusului etc.).

Ca instalații de foraj în sistemul rotativ descendent s-au folosit inițial instalații de tip petrol, adaptate noilor cerințe tehnologice și ulterior s-a trecut la construcția de instalații speciale cu acționare hidraulică sau combinată (mecanică și hidraulică) (fig. XIX. 304 și fig. XIX. 305).

Metoda forajului rotativ descendent constă în executarea descendentă a unei găuri de sondă pilot cu diametrul de 240—312 mm pînă la orizontul inferior și apoi lărgirea găurii pilot în sens ascendent pînă la diametrul final al puțului.

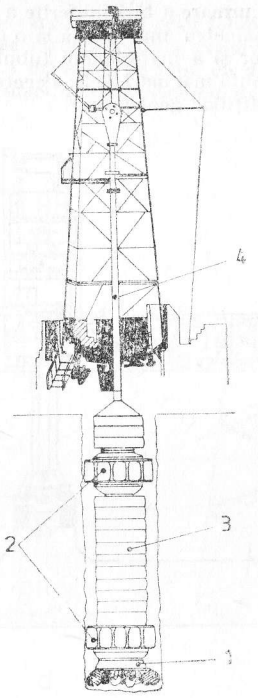


Fig. XIX.304. Instalație adaptată și completată pentru foraj descendent cu diametru mare:

1 — sapă; *2* — stabilizatori-corectori rotativi; *3* — prăjini grele; *4* — prăjini de foraj.

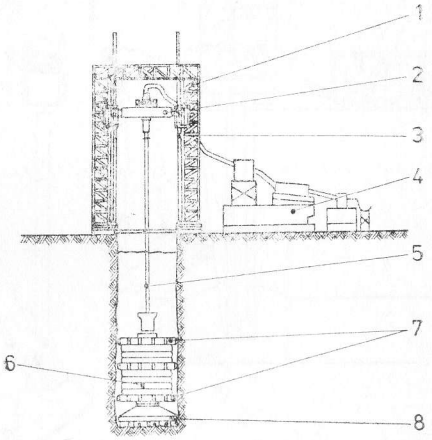


Fig. XIX.305. Instalație hidraulică special construită pentru foraj descendent cu diametru mare:

1 — cadru de susținere; *2* — suport pentru cap hidraulic și masă rotativă; *3* — cilindri hidraulici; *4* — instalație hidraulică de forță; *5* — prăjini de foraj; *6* — prăjini grele; *7* — stabilizatori-corectori (rotativi); *8* — sapă.

Această metodă se aplică cînd există deschis prin lucrări miniere un orizont inferior. Instalațiile folosite sînt acționate hidraulic și au gabarite reduse. Inițial s-au construit instalații pentru diametre maxime de 2,4 mm și adîncimi de 200 m, apoi s-a trecut la diametre de 3,20 m și adîncimea de 300 m, iar în ultimii ani s-au construit instalații pentru diametre ale puțului vertical de 6 m și adîncimi de 300-600 m, acestea putînd lucra fie ascendent, fie descendent. Metoda prezintă avantajul timpului redus cu aproape 70—75% față de metoda de săpare minieră obișnuită. În fig. XIX 306 este prezentată metoda de săpare prin foraj ascendent în cele două faze: executarea găurii pilot (*a*) și lărgirea (*b*).

Tehnologia forajului descendent. Tehnologia forajului descendent este complexă și destul de variată, caracterizată în principal prin: solicitări mari de tracțiune, compresiune și în special de torsiune, datorită diametrelor mari de săpare și consolidare a puțu-

rilor şi de adîncimea acestora; uzura sculelor tăietoare ca urmare a tăriei diferite a rocilor traversate; realizarea verticalităţii găurii de sondă cu diametru mare, pînă la o deviere de maxim 1/4° la talpă; necesitatea dimensionării sculelor şi a materialului tubular şi a utilajelor de manevră şi rotaţie folosind coeficienţi de siguranţă mai mari de 3; alegerea unui program de construcţie a găurii de sondă adecvat condiţiilor geologice.

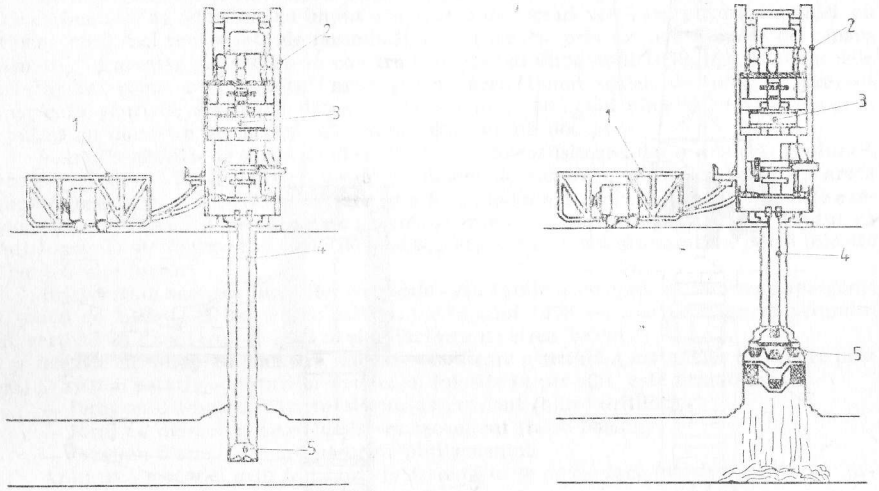


Fig. XIX.306. Instalaţie de foraj pentru săparea puţului vertical prin foraj rotativ ascendent :

a — foraj descendent pentru gaura de sondă pilot; *b* — lărgirea ascendentă; *1* — instalaţie hidraulică de forţă; *2* — cadru de susţinere; *3* — instalaţie de rotire; *4* — prăjini de foraj; *5* — sapă pilot (respectiv sapă pentru lărgire).

Pentru săparea în asemenea condiţii, s-au conceput şi realizat instalaţii speciale de foraj, sape, stabilizatori-corectori, prăjini grele, prăjini de antrenare precum şi echipamente şi scule pentru manevră şi rotirea sapei, aparate de măsură şi control al parametrilor de foraj, toate acestea fiind în continuă creştere şi perfecţionare.

Sape de foraj. Sapele pentru diametre mari au cunoscut o evoluţie constructivă continuă. În forajul descendent al găurilor de sondă cu diametre mari, se folosesc următoarele variante constructive:

— sape cu faţa plată (dreaptă), cu tăierea secţiunii găurii de sondă într-o singură treaptă;

— sape etajate cu rolele amplasate la nivele diferite, cu tăierea secţiunii găurii de sondă într-o singură treaptă;

— sape lărgitoare, pentru tăierea secţiunii găurii de sondă în 2—4 trepte de diametre diferite;

— sape de tipul celor folosite în industria petrolieră, cu dimensiuni corespuenzătoare tăierii pe întreaga secţiune a găurii de sondă prin metode de foraj cu turbine paralele cuplate.

La orice tip de sapă cu diametru mare se disting următoarele părţi componente: corpul sapei, rolele şi sistemul de evacuare şi injecţie a fluidului de foraj.

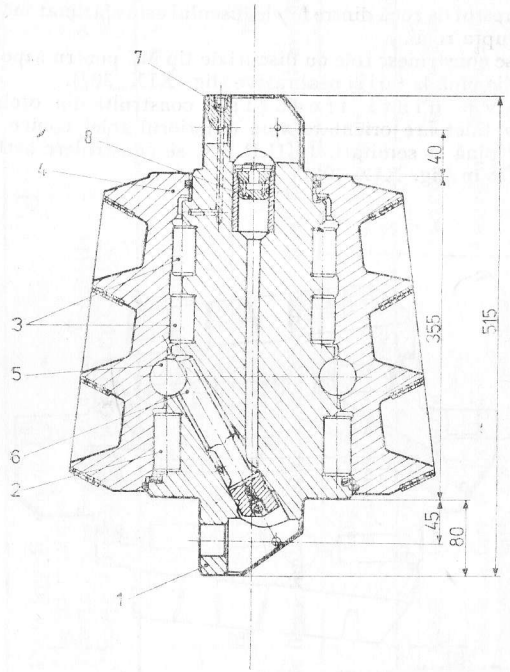


Fig. XIX.307. Rolă cu discuri tip MC construită în România :

1 — axul rolei; *2, 3, 5*—rulmenţi; *4* — disc; *6, 7, 8*—sisteme de ungere.

Corpul este din oţel în construcţie sudată, avînd înglobat sistemul de evacuare a fluidului de foraj cu sau fără detritus şi de injecţie de fluid foraj (noroi sau apă) la rolele sapei.

În mod obişnuit corpul sapei are secţiune circulară, fiind prevăzut la ambele capete cu flanşe pentru asamblarea prin şuruburi şi bolţuri, la partea superioară cu stabilizator corector de foraj, iar la partea inferioară pentru fixarea rolelor pe suporţi sudaţi.

Rolele tăietoare au marcat, de asemenea, o evoluţie de la cele folosite în forajul obişnuit la role de tip minier, reprezentînd construcţii robuste pe 2—4 rulmenţi. Prin aceasta s-a realizat o micşorare a numărului de role şi o creştere a diametrului acestora, obţinîndu-se astfel o reducere a apăsării pe sapă şi o micşorare a uzurii ca urmare a reducerii turaţiei prin mărirea diametrului rolelor.

Din punct de vedere constructiv rolele se pot grupa în trei categorii: role cu discuri, cu dinți și role cu inserții.

— Rolele cu discuri sînt formate dintr-un număr de discuri amplasate pe un ax central, fixat pe suportul sudat de corpul sapei. Discurile pot fi lise, armate cu material dur sau insertate. Sub rotirea discului acest tip de role produce sfărîmarea rocii în bucăți mari, iar restul de rocă dintre fețele discului este sfărîmat mărunt, prin tensiunea aplicată de disc asupra rocii.

În România se construiesc role cu discuri de tip MC pentru sape de 4,078 m, folosite în roci de tărie medie pînă la tari și neabrazive (fig. XIX. 307).

— Rolele cu dinți frezați sînt construite din oțeluri dure, șirurile de dinți avînd lamele tăietoare orientate spre exteriorul rolei conice. Se folosesc pentru forajul în roci moi pînă la semitari. În U.R.S.S. se construiesc astfel de role de tip M pentru sapa de 4,978 m (fig. XIX 308).

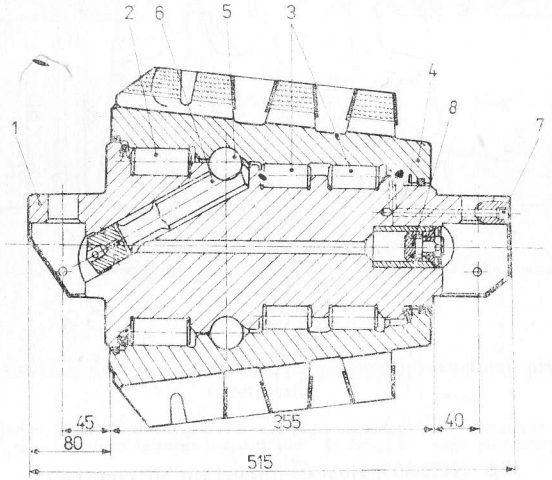


Fig. XIX.308. Rolă cu dinți frezați, tip M:

1 — axul rolei; *2, 3, 5* — rulmenți; *4* — corpul dinților; *6, 7, 8* — sistemul de ungere.

— Rolele cu inserții, numite și *role cu dinți inserați* sau *role cu butoni*, au inserțiile realizate prin procedee metalurgice speciale constînd din presare în rola conică și sinterizare în mai multe etape. Inserțiile sînt construite din carburi de wolfram și de cobalt, acestea din urmă avînd rol de liant.

Rolele cu inserții au o durabilitate mare chiar și în roci tari și abrazive și o viteză mare de penetrație chiar și după uzura dinților.

În tabelele XIX. 97 și XIX. 98 sînt date tipul și structura rolelor construite în S.U.A. pentru forajul descendent și ascendent.

În forajul cu diametre mari sapele participă cu aproximativ 15% la costurile de săpare propriu-zisă.

Tabelul XIX.97

Structura și tipul rolelor construite de firma Hughes Tool Co — S.U.A. pentru foraj descendent

Categoria de tărie a rocii	Structura rolei	Seria și tipul rolei		
		8	12	15
Moale... medie, neabrazivă	Dinți frezați, din oțel	×	×	×
Medie... tare, neabrazivă	Discuri multiple	—	×	×
Tare și abrazivă	Inserții din carburi de wolfram tip HHH	×	×	×
Extratare și foarte abrazivă	Inserții din carburi de wolfram tip CHHX	×	×	—

Tabelul XIX.98

Structura și tipul rolelor construite de firma Smith Tool Co — S.U.A. pentru foraj descendent și ascendent

Structura și tipul rolei	Categoria de tărie și abrazivitatea rocilor	Metoda de foraj
Discuri multiple, tip D2, D3, D4	Moale... tare, neabrazivă	Ascendent, dislocare de bucăți mari
Discuri multiple insertate, tip D5, D6 și D7	Moale... tare și abrazivă	Ascendent, dislocare de bucăți mari
Discuri insertate tip D8 și D9	Medie... tare, abrazivă, dar casantă sau friabilă	Ascendent, dislocare de bucăți mari
Dinți frezați, din oțel tip DT	Moale... medie, neabrazivă	Descendent
Dinți frezați tip 2	Medie... tare, neabrazivă	Descendent
Insertate, tip 7	Medie-tare... tare și abrazivă	Descendent sau ascendent
Insertate, tip 8 și 9	Tare și extratare și foarte abrazivă	Descendent sau ascendent

Programe de construcție a găurilor de sondă cu diametre mari. Diametrul util al puțurilor verticale, executate prin găuri de sondă cu diametru mare este standardizat și se stabilește în funcție de destinația puțului. Consolidarea pereților găurii de sondă cu diametru mare se poate face cu burlane de oțel.

În cazul unei găuri de sondă cu diametru unic consolidarea pereților cu burlane de oțel se poate realiza în două sau trei faze de lucru (fig. XIX. 309). În prima fază se

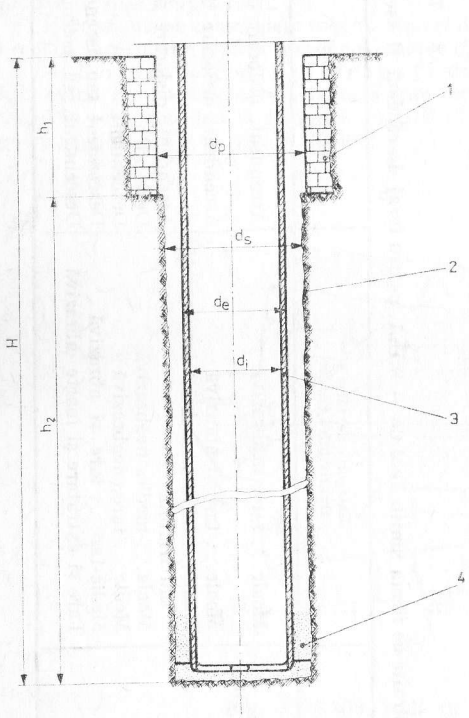


Fig. XIX.309. Construcția unei găuri de sondă cu diametru unic de săpare, consolidată cu burlane de oțel:

1 — tronson cu diametru dp consolidat prin metode miniere înainte de montarea instalației de foraj; *2* — gaura de sondă cu diametru de săpare d_s și adîncimea h_2; *3* — coloană de burlane cu diametrul interior d_i; *4* — spațiul inelar cimentat.

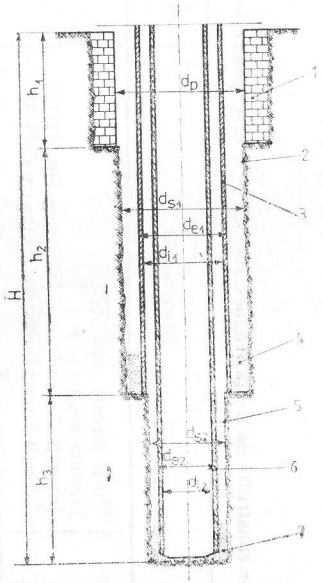


Fig. XIX.310. Construcția unei găuri de sondă cu diametru mare consolidată cu o coloană tehnică de burlane de oțel:

1 — tronson cu adîncimea h_1 și diametru dp consolidat prin metode miniere obișnuite; *2* — gaură de sondă cu adîncimea h_2 și diametrul de săpare d_s; *3* — coloană de burlane; *4* — spațiul inelar cimentat; *5* — gaură de sondă săpată cu diametrul ds_2; *6* — coloană tehnică (intermediară); *7* — spațiul inelar cimentat.

execută consolidarea primului tronson la diametrul d_p, prin betonare pînă la o adîncime egală cu lungimea ansamblului greu de fund sau mai mare, în funcție de aspectele de ordin geologic (roci neconsolidate de suprafață, regimul hidrodinamic etc.). În faza a doua se montează instalația de foraj și se sapă în continuare gaura de sondă la diametrul d_s, pînă la adîncimea finală. În faza treia se execută consolidarea pereților găurii de sondă prin tubare și cimentarea spațiului inelar între coloana de tubaj și pereții găurii de sondă.

În alte situații geologice, în funcție de natura stratelor traversate, se recurge la consolidarea pereților găurii de sondă cu diametru mare și cu o coloană tehnică (intermediară) de burlane de oțel, așa cum se vede în fig. XIX. 310.

Construcția găurilor de sondă cu diametre mari necesită consumuri mari de oțel și ciment, iar operațiile de tubare și cimentare au un grad ridicat de dificultate. De aceea, în măsura în care condițiile geologice permit, s-a recurs la alte metode de consolidare ca betonarea pereților găurii de sondă de jos în sus sau de sus în jos pe principiul cofrajului glisant sau la consolidarea pereților găurii de sondă cu burlan din beton armat sau burlane din oțel și beton.

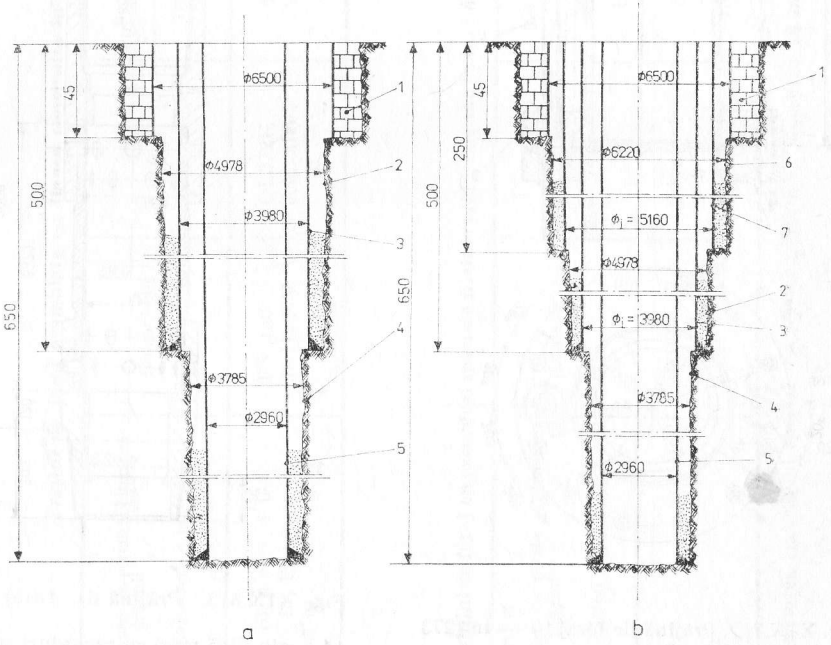


Fig. XIX.311. Construcția proiectată a puțului vertical din perimetrul Palazul Mare (România) ce va fi executat prin foraj cu diametru mare:

a — varianta clasică; *b* — varianta implicativă; *1* — tronson premergător betonat; *2* — gaură de sondă cu diametrul de 4978 mm; *3* — coloană de burlane cu di — 3980 mm; *4* — gaură de sondă cu diametrul de 3785 mm; *5* — coloană de burlane cu di — 2960 mm; *6* — gaură de sondă cu diametrul de 6290 mm; *7* — coloană de burlane de oțel cu d_i — 5160 mm.

În România a fost proiectat a se executa în perimetrul minier Palazu Mare un puț vertical ce urmează a fi săpat prin foraj cu diametru mare, avînd ca obiectiv stabilirea posibilităților de deschidere a zăcămîntului de minereu de fier din acest perimetru.

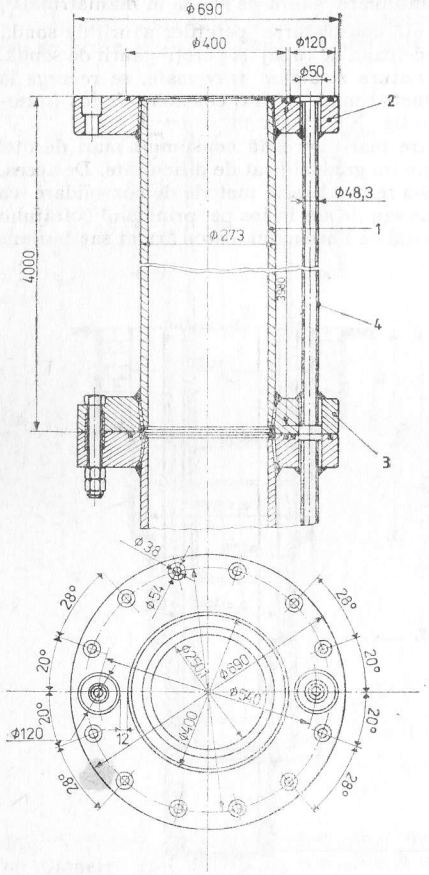


Fig. XIX.312. Prăjină de foraj $10\frac{3}{4}$ in (273 mm) cu flanșe la ambele capete construită în România:

1 — corpul prăjinii; *2* — flanșă superioară; *3* — flanșă inferioară; *4* — țeavă pentru injecția aerului comprimat.

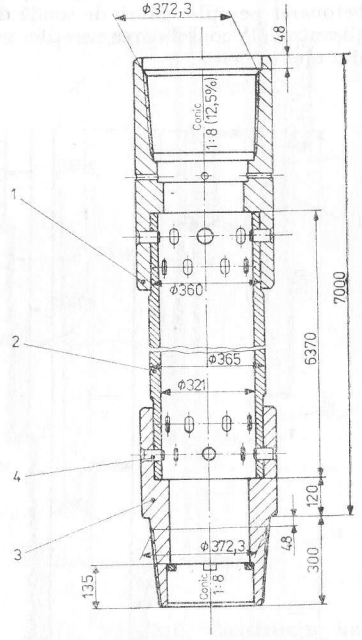


Fig. XIX.313. Prăjină de foraj de $14\frac{3}{8}$ în (365 mm) cu racorduri speciale filetate construită în România:

1, 3 — mufă-cep (racord special); *2* — corpul prăjinii; *4* — bolț de prindere a racordului de corpul prăjinii.

Tabelul XIX.99

Prăjini de foraj asamblate cu flanșe construite în România

Diametrul, grosimea de perete și lungimea prăjinii [mm (in) × mm × m]	Instalația de foraj	Oțel	Rezistența corpului prăjinii		Număr șuruburi, bolțuri
			Tracțiune [kN]	Torsiune [daN. m]	
177,8 (7 in) × 10 mm × 4,00 273 (10 3/4 in) × 11,43 mm × 4,0 ... 4,50 m	FS 150 3DH200M	OL372K echivalent J 35	1 100 2 500	2 000 11 600	8 12

Tabelul XIX. 100

Prăjini de foraj cu racorduri speciale filetate proiectate sau în fază de asimilare în România

Diametrul, grosimea de perete și lungimea prăjinii [mm]	Instalația de foraj	Oțel	Rezistența corpului prăjinii		Modul de asamblare al racordurilor
			Tracțiune [kN]	Torsine [daN.m]	
365 × 25 × 7 000	F400—4DH—M	echivalent N 80	6 500	55 000	bolțuri *
508 × 25 × 9 000	FMP 1 000	echivalent P 110	15 000	160 000	filet

* — asamblarea racordului special de corpul prăjinii se face prin 16 bolțuri.

Adîncimea puţului va fi de 650,0 m, în funcţie de parametrii instalaţiei de foraj F 400-4DH-M.

Construcţia proiectată a puţului este reprezentată în fig. XIX. 311, în două variante: varianta optimistă şi varianta implicativă. Diametrul final al puţului va fi de 2,95 m.

Tabelul XIX. 101

Prăjini de foraj cu racorduri speciale filetate construite de firma Hughes Tool Co — S.U.A

Diamentrul şi lungimea prăjinii [in × m]	Tipul racordului special	Oţel	Rezistenţa la tracţiune [kN]	Rezistenţa la torsiune [daN. m]
8 5/8×4,6... 9,0	H 290	N 80	3 400	18 800
		P 111	5 000	24 000
10 3/4×4,6... 9,0 external flush	H 290	N 80	3 800	27 500
11 3/8×4,6... 9,0	H 490	N 80	5 000	44 000
		P 110	7 500	60 000
20×9,0	H 490	corp N 20 AIS4142	15 000	240 000
		Q+T, 285—341 echivalent P 110	31 800	160 000

Tabelul XIX. 102

Prăjini de foraj utilizate în U.R.S.S. la instalaţiile de forat puţuri

Diametrul prăjinii exterior [mm]	Diametrul prăjinii interior [mm]	Lunginemea prăjinii [m]	Instalaţie de foraj	Modul de asamblare	Momentul de torsiune [kN. m]
550	510	20	UZTM 8,75	Racorduri cu şliţuri	500
465	424	6	UZTM 7,50	Racorduri speciale filetate	175,0
168	152	10...12	Agregate RTB	Racorduri speciale	20...27
325	285	21,2	UKB—3,6 m	Racorduri cu şliţuri sau filete cu două începuturi	140

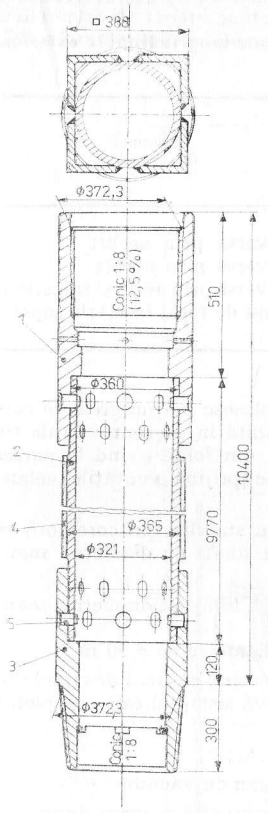


Fig. XIX.314. Prăjină de antrenare pătrată cu corniere longitudinale sudate pentru prăjini de $14\frac{3}{8}$ in (365 mm) construită în România :

1 — mufă; *2* — corpul prăjinii de $14\frac{3}{8}$ in (365 mm); *3* — cep-racord special; *4* — cornier sudat; *5* — bolţ asamblare a racordului de corpul prăjinii.

Materialul tubular pentru foraje. Pentru forajul găurilor de sondă cu diametru mare, ţinînd seama de solicitările foarte mari de tracţiune, compresiune şi torsiune, de asigurarea debitului de fluid de foraj pentru orice sistem de circulaţie, precum şi de sistemul de îmbinare, s-a proiectat şi asimilat material tubular special (prăjini de foraj, prăjini grele şi prăjini de antrenare) confecţionate din oţeluri speciale, astfel încît să se evite accidentele tehnice de ruperi în timpul forajului.

Prăjinile de foraj. S-au construit trei tipuri de prăjini de foraj deosebite după sistemul de îmbinare: cu îmbinări cu flanşe, cu îmbinări filetate şi cu îmbinări cu şliţuri.

— Prăjini de foraj cu flanşe. Acestea nu necesită scule speciale de strîngere-slăbire şi înşurubare-deşurubare, fiind prevăzute la ambele capete cu flanşe şi asamblîndu-se prin şuruburi şi bolţuri (fig. XIX. 312). Aceste prăjini prezintă avantajul că asigură mişcarea de rotaţie a sapei în ambele sensuri (fără pericol de deşurubare şi rămînerea sapei în puţ). În România s-au construit astfel de ţevi pentru găuri de sondă cu diametrul de săpare de 3,60 (tabelul XIX. 99).

— Prăjini de foraj cu îmbinări cu racorduri speciale filetate (fig. XIX. 313). Asamblarea racordurilor speciale la corpul prăjinii se face fie prin filete normale şi sudură (U.R.S.S., S.U.A.), fie prin sudură la contact.

În România s-au construit astfel de prăjini pentru instalaţiile de foraj F 400-4DH- M, asamblarea racordurilor la corpul prăjinii făcîndu-se prin solidarizare cu bolţuri.

În tabelul XIX.100 sînt prezentate caracteristicile tehnice ale prăjinilor cu racorduri special filetate, proiectate sau în fază de asimilare în România, iar în tabelele XIX.101 şi XIX.102, caracteristicile prăjinilor fabricate în S.U.A. şi U.R.S.S.

— Prăjini de foraj cu îmbinări cu şliţuri. O astfel de îmbinare constă în construcţia capului ecranului cu şliţuri interioare şi filet exterior, iar al mufei cu şliţuri exterioare şi piuliţă pentru înşurubare pe filetul exterior al cepului.

Prăjini de antrenare. Aceste prăjini au secţiunea patrată sau hexagonală. Ele sînt concepute în raport cu prăjinile de foraj la care se asamblează. Lungimea lor variază în funcţie de lungimea prăjinilor de foraj, fiind de regulă cu 1,5—2 m mai mare.

În România prăjinile de antrenare sînt construite din corp de prăjină de foraj şi corniere sudate longitudinal (fig. XIX. 314), avînd caracteristicile din tabelul XIX. 103.

Tabelul XIX.103

Prăjini de antrenare din corp de prăjină de foraj şi corniere sudate longitudinal la exterior, construite în România

Diametrul nominal [in]	Lungimea [m]	Instalaţia de foraj	Sistemul de asamblare	Sistemul de circulaţie
7	6,0	FS 150	Flanşe	Inversă prin aerlift
10 3/4	6,0	3DH—200M	Flanşe	Inversă prin aerlift
14 3/8	9,0	F400-4DH-M	Racorduri speciale filetate	Inversă prin aerlif şi injecţie de fluid de foraj la rolele sapei

Prăjini grele. În forajul cu diametre mari se folosesc prăjini grele de construcţii speciale. Construcţia de prăjini grele cea mai răspîndită în prezent este de tip *ax central-mandrină*, — pe care se montează greutăţi inelare din fontă avînd la partea inferioară o flanşă solidarizată de axul central, flanşă pe care se sprijină greutăţile inelare, iar la partea superioară piesa de legătură la prăjinile de foraj.

Prăjina grea împreună cu stabilizator-corectorul (sau cu stabilizatori-corectori) şi sapa formează *ansamblul de fund* pentru forajul unei găuri de sondă cu diametru mare (fig. XIX.315).

Sistemul de circulaţie. La săparea puţurilor verticale prin foraj cu diametru mare se folosesc următoarele sisteme de circulaţie:

— circulaţia directă cu apă sau noroi, folosită pînă la diametre de 4,50 m;

— circulaţia inversă cu aerlift este cea mai răspîndită, folosind ca fluid de circulaţie apa sau noroiul format din bentonită şi apă. Ca formă evolutivă sistemul este completat cu injecţie suplimentară de fluid de foraj la rolele sapei:

— circulaţia inversă de tip „dual string" folosit în S.U.A.;

— circulaţia inversă cu aer cu spaţiul inelar presurizat sau cu vacuum;

— circulaţia directă cu aer sau combinaţie de aer, apă, bentonită şi agent spumant.

Dintre aceste sisteme, sistemul de circulaţie inversă prin aerlift (fig. XIX. 316) este cel mai simplu, nu necesită echipamente speciale, poate transporta ascensional detritus cu dimensiuni mari şi asigură o bună curăţire a tălpii găurii de sondă.

Sistemul de circulaţie inversă cu aerlift şi injecţie suplimentară de fluid de foraj la rolele sapei (fig. XIX. 317) reprezintă un progres faţă de circulaţia inversă cu aerlift, realizînd o curăţire mai bună şi o mărire a capacităţii de transport la faţa sapei.

Instalaţii pentru forajul găurilor de sondă cu diametre mari. Instalaţiile pentru săparea puţurilor verticale prin foraj *descendent* au fost iniţial cele folosite pentru forajul găurilor de sondă adînci din petrol, adaptate şi completate pentru noile condiţii de lucru, după care s-a trecut la construcţia unor instalaţii speciale.

Astfel de instalaţii s-au construit în S.U.A. (instalaţia CSD 300 considerată cea mai puternică şi mai modernă concepută pentru executarea unor găuri de sonde de peste 600 mm diametru şi adîncimi de peste 600 m), la fel în U.R.S.S. unde instalaţiile de foraj

au fost concepute pe principiul carotierei (UKB 3,6; UKB-5 y) şi pentru forajul în trepte cu diametre de săpare pentru diametrele finale de 7,50 m şi 8,75 m (UZTM 7,5 şi UZTM 8,75). Caracteristicile acestor instalaţii sînt prezentate în tabelul XIX. 104.

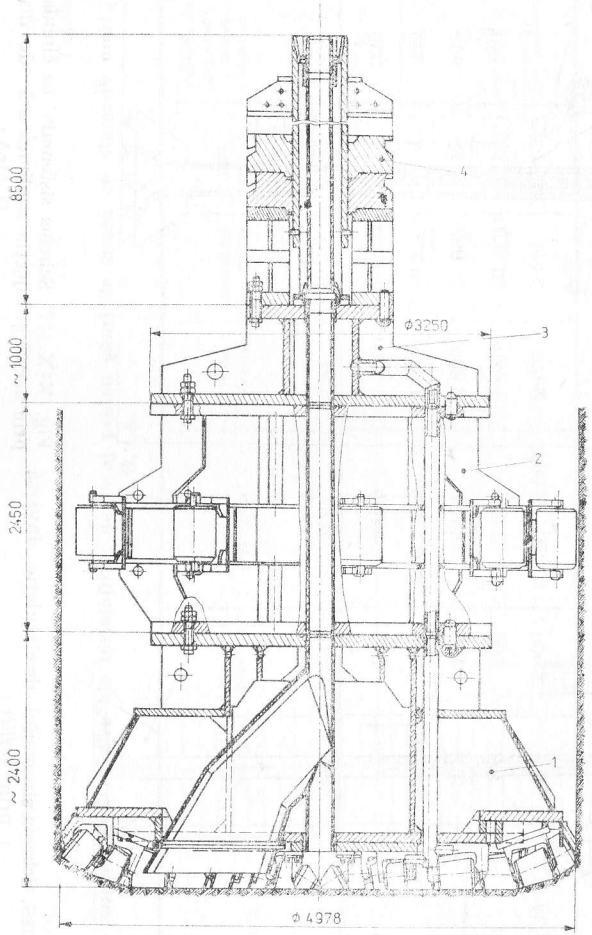


Fig. XIX.315. Ansamblul de fund pentru sapa cu diametrul de 4978 mm cu un stabilizator-corector folosit în România :

1 — sapă; *2* — stabilizator-corector cu role (rotativ); *3* — piesă de legătură; *4* — prăjină grea.

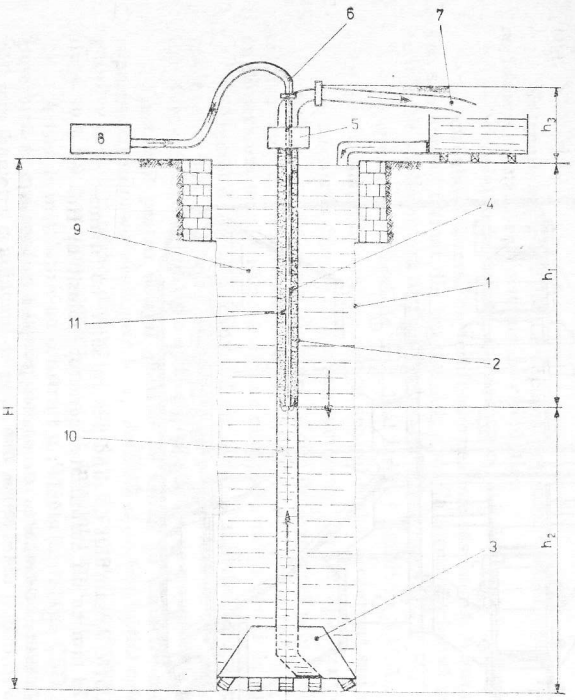


Fig. XIX.316. Schema sistemului de circulație inversă prin aerlift :

1 — gaura de sondă ; *2* — sprăjini de foraj ; *3* — ansamblul de fund ; *4* — țevi interioare pentru injecția aerului comprimat ; *5* — cap hidraulic ; *6* — furtun pentru injecția aerului ; *7* — furtun de evacuare a fluidului de foraj de la puț ; *8* — stație de compresoare ; *9* — fluid de foraj în circuit descendent *10* — fluid de foraj cu detritus în circuit ascendent ; *11* — fluid de foraj cu detritus în aer în circuit ascendent.

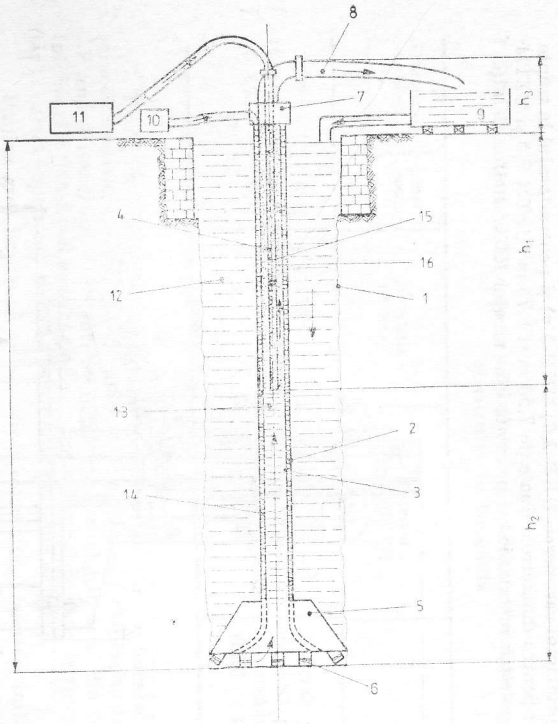


Fig. XIX.317. Schema sistemului de circulație inversă prin aerlift și injecție suplimentară de fluid de foraj la sapă :

1 — gaură de sondă ; *2* — prăjini de foraj exterioare ; *3* — prăjini de foraj interioare ; *4* — țevi pentru injecția aerului comprimat ; *5* — ansamblul de fund ; *6* — role sapă ; *7* — cap hidraulic ; *8* — furtun de evacuare a fluidului de la puț ; *9* — batal pentru colectarea fluidului de foraj ; *10* — pompă de noroi ; *11* — compresoare pentru aer ; *12* — fluid de foraj în circuit descendent ; *13* — fluid de foraj cu detritus în circuit ascendent ; *14* — fluid de foraj (apă) injectat la rolele sapei ; *15* — aer comprimat ; *16* — circuit ascendent pentru fluid cu detritus (în spațiul inelar).

Tabelul XIX.104

Principalele caracteristici tehnice ale instalațiilor de foraj pentru găuri de sondă cu diametre mari, construite în U.R.S.S.

Instalația	Diametrul maxim de foraj [m]	Adîncimea maximă [m]	Sarcina la cîrlig [kN]	Puterea instalată [CP]	Momentul de torsiune [daN·m (kgf·m)]	Tăria rocilor posibil de traversat pe scara Protodiakonov	Puterea de acționare a masei rotative [CP]	Greutatea totală [kN]
UZTM 8,75	8,75	800	5 000	3 230	50 000	4	320	20 000
UZTA 7,50	7,50	550	2 500	1 570	17 500	4	350	10 000
UKB 5 Y	5,6	750	6 000	2 800	50 000	12	640	11 300
UKB 3,6 M	3,6	700	2 500	1 080	20 000	12	440	9 000
Agregate RTB	4,5	1 000	1 300...2 000	2 000	2 500	10	—	2 000

Tabelul XIX.105

Caracteristici tehnice ale instalațiilor pentru foraje cu diametre mari, construite de firma Wirth – R.F.G.

Specificație	Instalația de foraj tip. L–3A	L–4	L–10	L–15	H–1500	H–2000
Mastul	tubular	tubular	tubular A	tubular A	Orizontală, trapezoidală	tubular A
– sarcina maximă de ridicare, kN	450	620	1 200	1 950	—	2 000
– sarcina de lucru, kN	360	360	1 000	1 600	—	2 000
Puterea instalată						
– tip motor	Deutz F6L413	Deutz F12L413	Deutz F10L413	Deutz F12L413	Deutz F8L413	Deutz F10L413
– putere, CP	144	230	200	250	160	200
Masa rotativă						
– acționare	mecanică	mecanică	hidraulică	hidraulică	hidraulică	hidraulică
– deschidere, mm	1 100	1 520	2 110	2 110	1 520	2 110
– sarcina statică, kN	1 000	3 000	5 000	5 000	3 000	5 000
– turație, rot/min	10...60	10...60	10...43	10...55	5,6...46	4,2...35
Compresoare						
– debit de aspirație, m³/min	5,7	5,7 (2 buc)	20 (2 buc)	20 (2 buc)	10	10 (2 buc)
– presiune, daN/cm²	10	20	20	20	10	10
Cap hidraulic						
– diametrul interior al țevii de evacuare, mm	150	150	200	200	200	300

În R.F.G., firma Wirth construiește o gamă mare de instalații pentru forajul cu diametre mari pentru diferite obiective (piloni pentru fundații, puțuri miniere de extracție, aeraj etc.). Principalele caracteristici tehnice ale acestor instalații sînt prezentate în tabelul XIX. 105.

În România, două instalații de foraj pentru găuri de sondă obișnuite: TS–150 și 3 DH-200 au fost adaptate și completate pentru forajul cu diametru mare și o instalație F 400-4DH-M, special construită pentru forajul cu diametru mare, toate utilizate numai în scopuri miniere.

Instalația de foraj 3DH-200 M a fost construită în anul 1978 prin adaptarea și completarea instalatiei de foraj obișnuit 3DH200, fiind dimensionată pentru un diametru de săpare maxim de 3,62 m și adîncime de 300 m, în roci moi și semitari.

Instalația de foraj F 400-4 DH-M (fig. XIX. 318 și XIX. 319) a fost proiectată pentru diametre de săpare de 3,785 m, 4,978 m și 6,223 m și adîncimi de 650 m, 500 m și 240 m pentru săparea în roci de orice tărie.

Această instalație este de fapt o variantă constructivă a instalației de foraj F 320-4 DH pentru găuri de sondă cu adîncimi de 6000 m, echipată cu subansamble specifice săpării și consolidării găurilor de sondă cu diametre mari.

Principalele caracteristici tehnice ale instalației F 400-4 DM-M sînt:

- sarcina de lucru . . . . . 3 200 kN;
- sarcina maximă . . . . . 4 000 kN;
- puterea instalată pentru acționarea troliului de foraj și pompei de noroi cu patru grupuri de foraj a 890 CP 3 500 CP;
- puterea instalată pentru acționarea compresoarelor 23 August C 163 (două motoare electrice 500 kW × × 6 kV) . . . . . 1 000 kW;
- puterea instalată pentru producerea energiei hidraulice, acționarea pompelor hidrostatice, (cinci grupuri de pompe cu debit variabil, acționate cu motoare electrice de 90 kW × 0,4 kV și două grupuri pentru comandă și sincronizare, cu motoare electrice 55 kW × 0,4 kV) . . . . 600 kW;
- debite de circulație . . . . . .
  - prin aerflit . . . . . 120...250 dm³/s;
  - prin injecție suplimentară . . . . . 40...55 dm³/s × × 140 daN cm²;
- aer comprimat:
  - debit de aspirație . . . . . 40...80 Nm³/min;
  - presiune maximă . . . . . 31 daN/cm²;
- diametrul cablului de foraj . . . . . 35 mm;
- lungimea cablului . . . . . 800 m;
- modul de depănare . . . . . 6 × 7 role;
- cărucior-platformă de transport și manevră a ansamblului de fund: . . . . . .
  - capacitatea de lucru . . . . . 1 200 kN;
  - acționare . . . . . hidrostatică, cu două motoare;

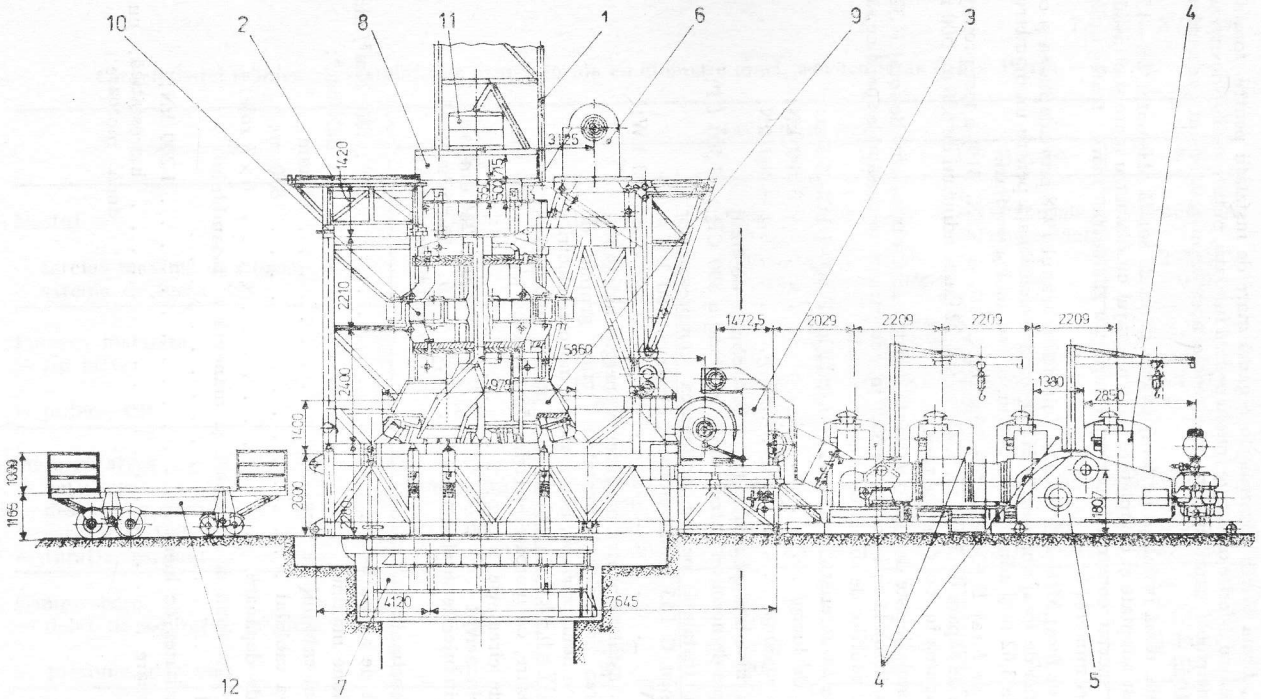


Fig. XIX.318. Instalaţia de foraj F4004DH—M — (vedere laterală):

1—turlă; *2* — podul de lucru al substructurii turlei; *3* — troliu de foraj; *4* — grup de foraj GF 44; *5* — pompă de noroi 2PN 1300; *6* — axul mosoarelor; *7*—dispozitiv de manevră a burlanelor de tubaj; *8* — masa rotativă MR 630; *9* — sapa; *10* — stabilizator-corector cu role rotative; *11* — prăjina grea; *12* — platformă de transport de 1200 kN.

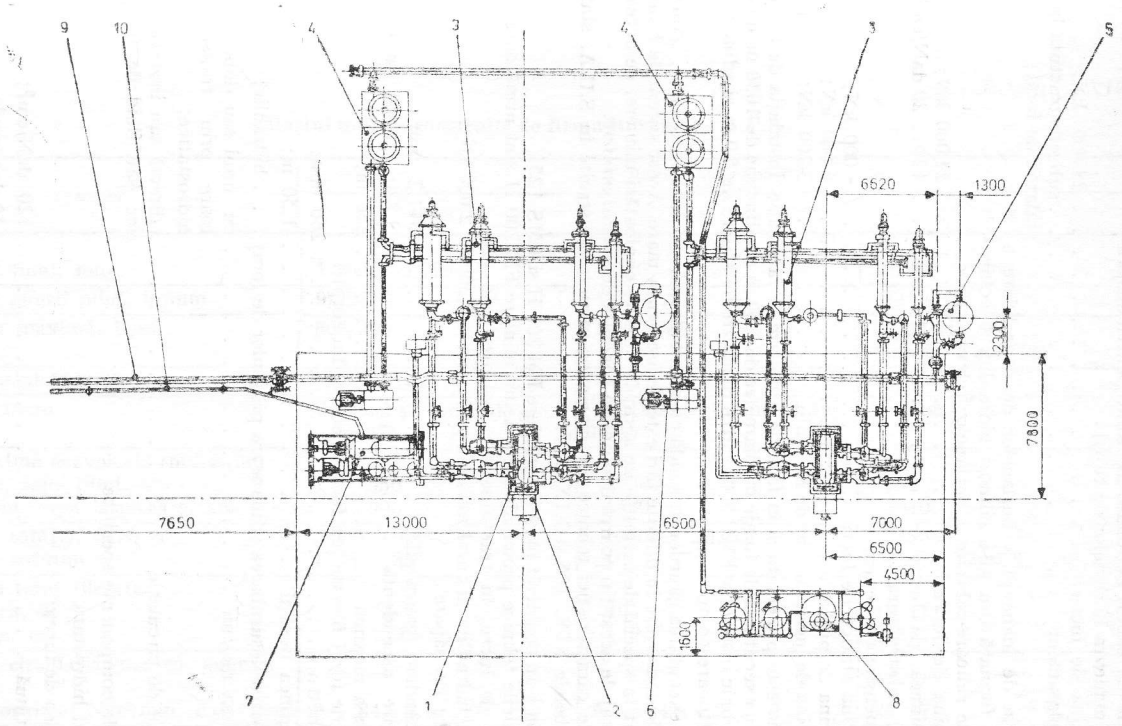


Fig. XIX.319. Instalaţie de foraj F 400 4 D—M — (vedere în plan):

1—pod de lucru; *2*—masa rotativă; *3*—axul mosoarelor; *4*—troliu; *5*—baraca sondor şef; *6*—scaun pentru paşi; *7*—instalaţia de vehiculare şi curăţire a fluidului de foraj; *8*—intermediare cu grupuri de foraj; *9*—pompă de noroi; *10*—pompe hidraulice; *11* — compresoare pentru aer 2 EC 10; *12* — motor electric pentru acţionarea compresorului C 163; *13*—instalaţia pentru producerea aerului comprimat; *14* — pompe hidraulce pentru comenzi şi sincronizare; *15* — platformă de transport; *16* — cale de rulare platformă; *17* — baracă instalaţie; *18* — baracă pentru compresoare şi pompe hidraulice; *19* — pupitru de comandă, control, urmărire a parametrilor forajului.

— dispozitiv cu bacuri acționate hidraulic pentru suspendare și manevra burlanelor de tubaj:
  — sarcina de lucru . . . . . 24 000 kN;
  — amplasament . . . . . sub substructura instalației de foraj;
— instalația de manevră a burlanelor de consolidare a sondei, formată din șase cilindri hidraulici și echipament de ridicare-coborîre a burlanelor (elevator):
  — sarcina de lucru . . . . . 24 000 kN;
  — presiunea de lucru . . . . . 120...20 daN/cm²
— turla și substructura sînt dimensionate pentru:
  — sarcina statică de lucru . . . . . 4 000 kN;
  — sarcina de probă . . . . . 6 000 kN;
  — sarcina de lucru cu vînt de 80 km/h . . . . . 3 200 kN;

În România este proiectată și în fază de asimilare în fabricație instalația de foraj FMP 1000 pentru executarea de foraje cu diametre de 7,50 m și adîncime de 1050 m și în fază de studiu tehnic instalația FMP 800 pentru diametre de săpare de 5,0 m și adîncimi de 500 m cu acționare complet hidraulică

— Pentru executarea găurilor de sondă cu diametre mari în sistem *ascendent*, gama mașinilor speciale construite în diferite țări este de asemenea mare. Acest sistem de foraj a fost determinat în special de cerințele de aeraj în diferite exploatări miniere, de aceea instalațiile de foraj de acest tip poartă denumirea generală de *mașini miniere*.

Principalele caracteristici tehnice ale mașinilor miniere construite în S.U.A. sînt prezentate în tabelele XIX. 106 și XIX. 107.

În România s-au construit mașinile miniere FM 200 H și FMS 125.

Caracteristicile tehnice principale ale mașinii miniere FM-200 H sînt următoarele:
— sarcina de lucru, în tracțiune sau apăsare, prin doi cilindri hidraulici cu cursă maximă pe verticală 2,20 m 2 000 kN;
— diametre de săpare:
  — descendent (gaura pilot) . . . . . 311,2 mm;
  — lărgire ascendentă . . . . . 1 220...1 800 mm;
— adîncimea maximă . . . . . 250 m;
— prăjini de foraj filetate (cu filete speciale din corp):
  — diametru . . . . . 260 mm;
  — lungimea bucății . . . . . 1,50 m;
— înșurubarea-deșurubarea și manevra prăjinilor de foraj . . . hidraulic;
— acționarea mașinii . . . . . cu unul sau două motoare prin transmisii hidrostatice;
— sistemul de circulație . . . . . directă sau inversă cu aer sau fluid de foraj.

Utilajele componente specifice:

Motorul hidrostatic

— presiunea de lucru:
  — continuă . . . . . 120 daN/cm²;
  — intermitentă . . . . . 150 daN/cm²;

Tabelul XIX.106

Mașini miniere construite de firma Robbins — S.U.A.

Specifica	Mașina minieră, model			
	41 R	61 R	81 R	
Diametrul final, mm	1 200...1 525	1 200...2 130	2 440...3 660	
Diametrul găuri pilot, in/mm	9/228,6	11/279,4	16/406,4	
Adîncimea maximă, ft/m	800/224	1 200/366	2 000/610 Record 2 300/701	
Puterea instalată, CP	75	150	300	
Modul de lucru	Vertical și înclinat pînă la 60°	Vertical și înclinat pînă la 45°	Vertical	
Forța maximă dezvoltată (hidraulic) — apăsare, sapa pilot, kN — tracțiune, sapa lărgitoare, kN	550 900	950 1430	950 1540	
Cuplul de rotație, daN·m — turații, rot/min	2 900...6 900 17,5...35	10800...26300 10 ... 72	36500 10...72 și 6...43,2	
Prăjini de foraj filetate — diametru, în — lungime, m	8 1,5	10 1,5	13 1/2 3,5	
Fluid de circulație pentru gaura pilot — aer comprimat, Nm³/min.·daN/cm²	9...34×4,2...7	9...34×4,2...7	28 7	
Modul de asamblare	pe tractor cu șenile	pe tractor cu șenile	pe suport metalic cu fundație din beton	

Tabelul XI.107

Maşini miniere construite de firma Dresser One — S.U.A.

Specificaţie	Maşinia minieră model			
	300 Raise Borer	480	500 Strata Borer	800 Strata Borer
Diametrul final maxim, in/mm	48/1 220	48/1 220...60/1 525	48/1220...72/1830	96/2440
Diametrul găurii pilot, in/mm	$12^{1}/_{4}$/311,2	97/8/246 $12^{1}/_{4}$/311,2	$12^{1}/_{4}$/311,2	97/8246 11/279,4 $12^{1}/_{4}$/311,2
Adîncimea maximă, ft/m	500/152,4	750/228,6	1000/304,8	1000/304,8
Puterea instalată, CP	75	150	200	225
Modul de lucru	Vertical şi înclinat pînă la 20° faţă de orizontală	Vertical şi înclinat pînă la 40° faţă de orizontală	Vertical şi înclinat pînă la 20° faţă de orizontală	Vertical şi înclinat pînă la 45° faţă de orizontală
Forţa maximă dezvoltată (hidraulic) — apăsare, sapa pilot, kN	400	920	1020	1700
Cuplul de rotaţie, daN·m	3 042...3 678	5 950	2 489...7 053	10 000
— turaţia, rot/min	0...60	0...60	0...54	0,70
Prăjini de foraj filetate — diametrul, in/mm	$6^{3}/_{4}$/171,5; 8/203,2; 10/254	8/203,2 şi 10/254	8/203,2 şi 10/254	10/254
— lungimea, ft/m	59/1,50	5/1,50	5/150	5/1,50
Fluid de circulaţie pentru gaura pilot	aer sau apă	aer sau apă	aer sau apă	aer sau apă
Modul de asamblare	pe fundaţie, la sol	pe tractor cu şenile	pe grinzi metalice	pe fundaţie, la sol

— cuplul maxim:
— motor cu turaţie rapidă . . . . . 0...50 rot/min, 10 daN·m/daN/cm²
— motor cu turaţie lentă . . . . . 0...30 rot/min, 16 daN·m/daN/cm²

Masa rotativă (rotorul)
— cuplul maxim:
— sapa pilot . . . . . 1 000 daN·m;
— sapa lărgitoare . . . . . 14 000 daN·m;
— turaţia variabilă în mod continuu prin variaţia debitului de ulei: 0...50 rot/min, 0...30 rot/min.

Grupul de transmisii hidrostatice:
— presiunea maximă de acţionare a motoarelor hidrostatice . . . . . 150 daN/cm²;
— puterea instalată pentru transmisia hidrostatică . . . . (110+5,5) kW;
— puterea instalată pentru realizarea forţei de tracţiune-apăsare . . . . . 300 kW

XX. EXPLOATĂRI MINIERE LA ZI

Prof. dr. ing. DUMITRU FODOR

1. GENERALITĂȚI

Complexul de lucrări miniere prin care se realizează exploatarea unui zăcămînt de substanțe minerale utile la suprafața scoarței terestre, sub cerul liber, se numește *exploatare la zi* sau *carieră*. În sens economic prin exploatare la zi sau carieră* se înțelege unitatea economică care are drept obiectiv exploatarea prin lucrări la zi a unui zăcămînt de substanțe minerale utile.

Astăzi — *exploatarea la zi* — este în continuă dezvoltare în toată lumea, atît ca producție pe unitatea de exploatare, cît și ca număr de întreprinderi, ridicînd producția de materii prime extrase în cariere, față de producția totală de aceeași substanță minerală utilă.

Exploatările la zi din epoca noastră se caracterizează printr-o serie de trăsături de bază, care asigură realizarea unor producții și productivitati mari, în termene scurte și la costuri de producție scăzute, concretizate în principal prin: aplicarea unor metode eficiente de exploatare; mecanizarea complexă a proceselor de producție cu folosirea unui utilaj adecvat de mare productivitate, planificarea și organizarea judicioasă a lucrărilor.

Din experiența de pînă în prezent a mineritului țării noastre și a altor țări cu tehnică minieră dezvoltată rezultă că față de exploatarea subterană, exploatarea la zi a zăcămintelor de substanțe minerale utile prezintă o serie de avantaje esențiale, care impune analiza aplicării ei ori de cîte ori apare ca posibilă.

Printre avantajele evidente se pot enumera:

— posibilitatea mecanizării integrale a operațiilor de lucru, cu folosirea unor utilaje de mare capacitate și aplicarea unor scheme tehnologice simple;

— costul utilului produs în carieră reprezintă aproximativ 1/4—1/2 din costul obținut în subteran și acesta scade, de la an la an, mult mai accentuat decît în exploatarea subterană;

— pierderile de exploatare sînt mult mai mici. Realizările obținute la o serie de cariere din lume au arătat o reducere a pierderilor de exploatare de aproape trei ori: 5—10%, față de 20—30% în exploatarea subterană;

— exploatarea la zi are avantajul obținerii unor productivități ale muncii mult mai mari;

* Pentru exploatările la zi care au drept obiectiv extragerea nisipului, pietrișului sau balastului s-a adoptat și se folosește denumirea de *balastieră*.

— exploatarea la zi prezintă avantaje și prin cerințele pe care le impune explozivilor și care, în general, sînt mult mai puțin pretențioase. Astfel, exploatările la zi permit: folosirea unor încărcături mult mai mari de explozivi decît exploatările subterane; folosirea explozivilor cu o sensibilitate la detonație mai redusă și folosirea explozivilor sau amestecurilor explozive simple care produc cantități mari de gaze nocive;

— exploatarea în carieră posedă condiții optime de lucru — lumină, aer, igienă și deci condiții de securitate a muncii mult mai bune;

— metodele de exploatare la zi oferă posibilitatea efectuării unei extrageri selective și a valorificării, concomitent cu substanța minerală utilă principală, și a altor substanțe minerale utile, care se găsesc în complexul productiv;

— prin exploatarea în carieră se obține o diluție mai redusă a utilului, fapt care reduce costul de producție în instalațiile de preparare și asigură produse spălate sau concentrate cu un conținut mai ridicat, de valoare mare, micșorînd costul transportului, și respectiv al prelucrărilor metalurgice;

— prin exploatarea la zi se reduce pericolul autoaprinderii cărbunilor, a piritei sau piritei-cuprifere, fenomen care, în cazul exploatării subterane, condu ce la pagube importante prin pierderi de rezerve sau prin imobilizarea lor pe o perioadă de timp mai îndelungat, însoțite și de reducerea capacității de producție a unităților respective;

— de pe același cîmp minier, la exploatarea în carieră, se pot obține capacități anuale de producție de 2—3 ori mai mari față de cazul exploatării subterane, și aceasta datorită faptului că, în condițiile exploatării la zi, sînt aplicabile metode de exploatare cu fronturi lungi și înălțimi ce depășesc 10—15 m, capabile să asigure un spațiu de lucru suficient pentru folosirea utilajelor de mare capacitate;

— intrarea în producție a carierelor se realizează într-un timp scurt, ceea ce face ca termenul de imobilizare a investițiilor să fie mai redus și, deci, recuperarea lor să se facă mai repede;

— exploatarea la zi oferă posibilitatea adaptării ușoare a nivelului producției la variațiile industriei consumatoare;

— suprimarea în majoritatea cazurilor a cheltuielilor de aeraj și reducerea la minimum a cheltuielilor de iluminat și susținere;

— conducerea exploatării nu are nevoie de personal tehnic prea numeros, întrucît lucrările de extragere sînt concentrate și supravegherea lor este destul de ușoară.

Pe lîngă aceste avantaje substanțiale, exploatarea la zi prezintă și unele dezavantaje comparativ cu exploatarea subterană, dintre care se amintesc:

— anotimpurile cu precipitații abundente și temperaturi scăzute împiedică mersul normal al exploatării la zi;

— costul lucrărilor de evacuare a apelor rezultate din ploi, topirea zăpezilor, infiltrații subterane etc. poate fi uneori foarte ridicat, mai ales în regiunile cu climă umedă;

— lucrările de deschidere și de depozitare a sterilului necesită suprafețe suplimentare de terenuri, ceea ce creează dificultăți exploatărilor la zi, în special în zonele fertile sau cu populație densă;

— exploatările la zi ocupă și distrug importante suprafețe de teren, ceea ce reclamă, ca, după exploatarea substanței minerale utile, terenurile degradate de exploatare să fie amenajate și redate în circuitul economic, fie în scopuri agricole, fie ca locuri de agrement, fie pentru zone silvice ș.a.m.d.;

— investițiile inițiale, pentru achiziționarea utilajului și pentru deschiderea și descoperta zăcămîntului exploatabil la zi sînt, față de restul investițiilor, mai mari decît cele necesare deschiderii și dotării inițiale cu utilaj a unei exploatări subterane.

Aceste dezavantaje nu reduc, însă, eficiența mărită a exploatării la zi față de exploatarea subterană.

În ultimii ani, în întreaga lume, s-au extras prin exploatarea la zi în afară de totalitatea materialelor de construcții: 90% din producția mondială de minereuri de fier; 85% din materiile prime nemetalifere; 50% din minereurile de metale colorate și aproximativ 45% din producția de cărbuni (25% la huilă și 90% la cărbune brun și lignit).

Se poate afirma că exploatarea la zi produce peste 65% din volumul total al producției industriei miniere mondiale.

1.1. ZĂCĂMINTE EXPLOATABILE PRIN LUCRĂRI LA ZI

La alegerea tipului de exploatare ce se va aplica unui zăcământ, în funcție de forma, dimensiunile și așezarea acestuia în scoarță, față de rocile înconjurătoare și topografia regiunii, se întîlnesc următoarele trei cazuri:

1) extragerea la zi este posibilă și avantajoasă pentru întreaga rezervă de substanță minerală utilă din zăcământ;

2) extragerea la zi este avantajoasă numai pentru o parte din rezervele zăcămîntului, restul urmînd să fie exploatate prin lucrări subterane;

3) din cauza adîncimii mari la care se află zăcămîntul, exploatarea la zi este exclusă, urmînd ca exploatarea acestuia să se facă numai prin lucrări miniere subterane.

Zăcămintele care se pretează a fi exploatate în întregime prin lucrări la zi pot fi întîlnite sub următoarele forme:

a) depozit sau stoc de mari dimensiuni localizat deasupra (fig. XX 1, *a*) sau la o adîncime mică sub nivelul terenului înconjurător (fig. XX. 1, *b*);

b) strat de grosime mică (sau pachet de strate) cu extindere mare situat aproape de suprafață, orizontal (fig. IXX. 2, *a*) sau cu înclinare relativ constantă și egală sau puțin diferită de panta terenului acoperitor (fig. XX. 2, *b*).

c) strat de grosime medie sau mare, cu înclinare variabilă dar apropiat de suprafața terenului acoperitor (fig. XX. 3).

La zăcămintele care se prezintă sub formă de strate, lentile, filoane (fig. XX. 4) sau pachete de strate intens tectonizate (fig. XX.5) și cu înclinare medie sau mare precum și cele cutate (fig. XX. 6) exploatare la zi se realizează în condiții tehnico-economice avantajoase numai parțial pînă la o anumită adîncime limită de exploatare la zi, iar rezervele situate la adîncime mai mare se exploatează prin lucrări miniere subterane.

Pentru ca exploatarea la zi a zăcămintelor să fie avantajoasă atît din punct de vedere tehnic cît și economic, pe lîngă aceste condiții geologice trebuie să mai fie îndeplinite încă o serie de condiții dintre care cele mai importante sînt:

— un relief favorabil al regiunii care să permită dezvoltarea normală a exploatării, atît în ceea ce privește operațiile de extragere, transport și depozitare a formațiunilor acoperitoare sau a materialelor sterile rezultate din interacalații, cît și în ceea ce privește extragerea propriu-zisă și transportul substanțelor minerale utile;

— un regim hidrogeologic favorabil, lipsit, în general, de ape de suprafață (rîuri, lacuri, mlaștini etc.) sau de pînze acvifere subterane, care se pot infiltra pînă la exploatare și astfel să producă inundarea acesteia sau să necesite cheltuieli mari pentru captarea și evacuarea lor;

— formațiunile acoperitoare să fie alcătuite de preferință din roci dezagregate, din roci cu coeziune redusă sau din roci consistente moi, pentru ca îndepărtarea lor să necesite lucrări și cheltuieli cît mai mici;

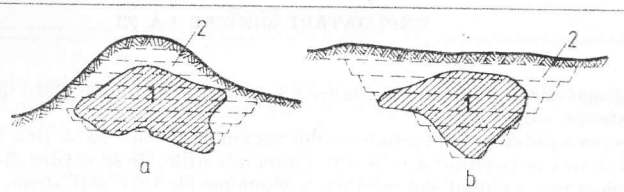


Fig. XX.1. Zăcămînt sub formă de depozit sau stock dezvoltat deasupra nivelului terenului înconjurător (*a*) sau sub nivelul terenului înconjurător (*b*):

1 — substanță minerală utilă; *2* — roci înconjurătoare.

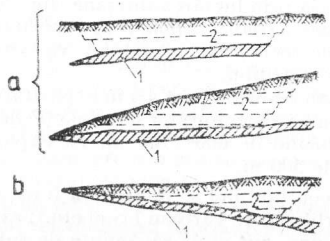


Fig. XX.2. Zăcăminte stratiforme orizontale (*a*) sau de înclinare mică (*b*) exploatabile integral la zi:

1 — substanță minerală utilă; *2* — roci acoperitoare.

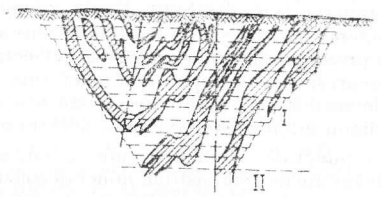


Fig. XX.5. Zăcămînt sub forma unui pachet de strate cutate exploatabil parțial la zi:

I — exploatare la zi; *II* — exploatare subterană.

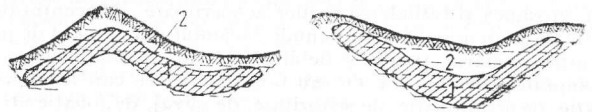


Fig. XX.3. Zăcăminte stratiforme de înclinare și grosime variabilă, exploatabile integral la zi:

1 — substanță minerală utilă; *2* — roci acoperitoare.

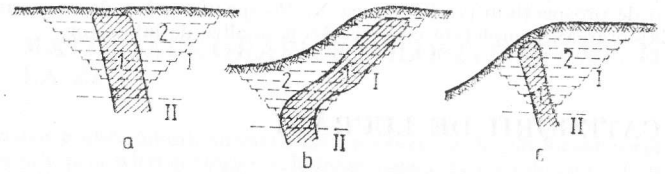


Fig. XX.4. Zăcăminte exploatabile parțial la zi:

a — c — zăcăminte cu înclinare mare; *b* — zăcămînt cu înclinare medie, dezvoltat în coasta unui deal;

1 — substanță minerală utilă; *2* — roci acoperitoare și înconjurătoare; *I* — exploatare la zi; *II* — exploatare subterană.

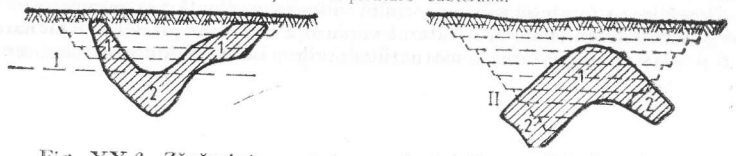


Fig. XX.6. Zăcăminte cutate exploatabile parțial la zi:

I — sinclinal; *II* — anticlinal; *1* — exploatare la *a* zi; *2* — exploatare subterană.

— un climat acceptabil care să asigure o anumită perioadă de lucru lipsită de manifestări atmosferice excesive.

La alegerea tipului de exploatare a unui zăcămînt trebuie să se țină seama de pierderile și de sărăcirea în conținut a substanței minerale utile, de structura zăcămîntului, de modul de exploatare — global sau selectiv — elemente de care sînt strîns legate tehnica și organizarea metodelor de lucru respective. La zăcămintele cu constituție complexă, mai ales cînd forma acestora nu prezintă o continuitate și uniformitate a caracteristicilor geometrice, prin exploatarea la zi se poate realiza extragerea aproape totală a rezervelor, ceea ce nu se poate atinge în aceeași măsură prin exploatarea subterană.

În cazul cînd numai o parte a zăcămîntului *I*, prezintă avantaje evidente pentru exploatarea la zi, iar altă parte, *II*, ar trebui extrasă prin lucrări subterane (fig. XX.4—XX.6), se pune problema determinării, în primul rînd, a *limitei rațională de exploatare la zi*, care în funcție de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor înconjurătoare va determina și deschiderea transversală a carierei la suprafața terenului.

În privința adîncimilor maxime proiectate sau realizate pînă azi în exploatările la zi de minereuri și cărbuni superiori, după forma, așezarea zăcămîntului și în funcție de caracteristicile rocilor înconjurătoare — s-au atins adîncimi de 600—700 m. La exploatările la zi de lignit adîncimea maximă proiectată este de 500 m.

Din punct de vedere economic, tehnic și al conținutului se pretează a fi exploatate la zi: zăcăminte de combustibili minerali solizi (turbă, lignit, cărbuni bruni etc.); zăcămintele de minereuri metalifere (fier, cupru, staniu, zinc, aur etc); zăcăminte de substanțe nemetalifere (caolin, fosfați, humă, bentonită, sulf, azbest etc.); rocile de toate proveniențele folosite ca materiale de construcție și decorație (nisip, pietriș, marmure, granite, calcare etc.).

Înainte de elaborarea proiectelor de deschidere, pregătire și exploatare a unei cariere este necesar să se cunoască în mod cît mai amănunțit geologia regiunii și a zăcămîntului care urmează a fi exploatat, adică stratigrafia și tectonica formațiilor respective, pentru a se preciza natura, grosimea și întinderea rocilor acoperitoare și înconjurătoare zăcămîntului, forma, modul de prezentare și dimensiunile zăcămîntului, gradul de puritate al substanței minerale utile, numărul, poziția și debitul stratelor acvifere superioare zăcămîntului; eventuale suprafețe de ruptură, cu sau fără denivelări, care afectează zăcămîntul, planele de separație, de stratificație, de șistozitate, de clivaj, de foliație etc; fracturile de contracție, de dilatare, de compresiune etc. structura și textura elementelor constitutive etc.

Pentru precizarea și determinarea caracteristicilor mai sus menționate este necesar să facă lucrări de prospecțiuni (v. Secțiunea X. Prospecțiunea) și de explorare (v. Secțiunea XI. Explorarea), completate cu cercetări și analize de laborator.

1.2. CATEGORII DE LUCRĂRI

Pentru exploatarea la zi a unui zăcămînt de substanțe minerale utile, după elaborarea documentațiilor și obținerea aprobărilor pentru scoaterea din circuitul economic (agricol, forestier, etc.) a terenului ce va fi ocupat de carieră, trebuie deosebite și executate următoarele categorii de lucrări principale:

1. Pregătirea suprafeței sau teritoriului viitoarei exploatări la zi cuprinzînd: tăierea pădurilor și scoaterea rădăcinilor; abaterea cursurilor rîurilor și pîraielor; evacuarea apelor din lacuri și mlaștini; deplasarea construcțiilor civile și industriale costisitoare, a conducte-

telor de utilitate publică, a liniilor de înaltă tensiune, a liniilor telefonice, a liniilor de iluminat etc. Lucrările din această categorie se execută, de regulă, numai cu mijloace mecanizate, începînd de la defrișarea și scoaterea rădăcinilor și terminînd cu demolarea construcțiilor și nivelarea terenului.

2. Asecarea zăcămîntului și drenarea apelor conform proiectului tehnic, prin executarea canalelor deschise, forajelor sau a lucrărilor subterane de drenaj: protecția viitorului perimetru de exploatare la zi prin șanțuri de gardă și eventual cu ajutorul unor baraje contra eventualelor inundații.

3. Executarea clădirilor și instalațiilor necesare producției.

4. Organizarea depozitelor pentru substanța minerală utilă și a haldelor pentru steril.

5. Săparea lucrărilor miniere principale de deschidere, montarea liniilor de alimentare cu energie electrică și organizarea căilor și instalațiilor de transport, atît în interiorul exploatării la zi cît și în exteriorul acesteia la depozite și halde.

6. Pregătirea fronturilor de lucru cuprinzînd executarea tuturor tranșeelor de pregătire necesare și amenajarea bermelor.

7. Lucrări de exploatare propriu-zisă — extragerea directă a rocilor acoperitoare și înconjurătoare precum și a substanței minerale utile din zăcămînt.

8. Lucrări auxiliare constînd din : excavări sau decapări preliminare a formelor pozitive de relief din cîmpul de exploatare la zi, alinierea taluzelor, nivelarea bermelor treptelor, selecționarea substanței minerale utile din rocile sterile etc.

Lucrările de nivelare constau din excavări locale în berme, încărcarea și transportul rocii excavate. Asemenea lucrări intervin cînd înălțimea treptei depășește pe cea maximă admisibilă, în funcție de parametrii de lucru ai excavatorului întrebuințat la extragere.

În caz de necesitate, acoperișul substanței minerale utilie se curăță de rocile sterile rămase pe acesta de la descopertare. Este vorba de o felie sau un strat de rocă sterilă cu grosimea de 0,5—1,5 m, care se lasă neextrasă la descopertare în scopul evitării degradărilor și pierderilor de substanță minerală utilă la lucrul cu excavatoare de mari dimensiuni. Prezența acestei felii de steril apare ca obligatorie în cazul caracterului neuniform al acoperișului stratului de substanță minerală utilă.

Organizarea și modul de efectuare a categoriilor de lucrări prezentate mai sus trebuie să asigure: respectarea termenelor finale de realizare stabilite prin proiectul tehnic; manoperă și cost minim, precum și securitate deplină a muncitorilor și utilajelor în timpul realizării lucrărilor.

1.3. MATERIALE GRAFICE FOLOSITE ÎN EXPLOATAREA LA ZI

Materialele grafice folosite în executarea și urmărirea lucrărilor din exploatările la zi sînt reprezentate prin hărți geologice și hidrogeologice, planuri de asecare, de deschidere, pregătire și exploatare, precum și prin planuri de ansamblu.

Profilele geologice, secțiunile transversale și longitudinale prin zăcămîntul de substanță minerală utilă au drept scop punerea în valoare a tuturor elementelor caracteristice ale zăcămîntului (înclinare, grosime, adîncime, extinderea pe verticală și orizontală s.a.m.d.). În profilele și secțiunile geologice și hidrogeologice se arată geomorfologia zăcămîntului, succesiunea diverselor formațiuni productive și neproductive, prezența (sau nu) a deranjamentelor tectonice și a formațiunilor acvifere etc.

Planurile de asecare, de deschidere, pregătire și exploatare sînt necesare pentru detalierea desfășurării în timp și în spațiu a proceselor tehnologice precum și pentru detalierea anumitor elemente constructive, care nu pot apărea cu suficientă claritate în planurile obișnuite de ansamblu și geologice.

Pentru a ușura conducerea și execuția lucrărilor de asecare, deschidere, pregătire și exploatare, se redesenează la o scară potrivită (de obicei 1: 2000 și 1: 1000) modul cum se desfășoară în timp și spațiu toate procesele tehnologice, în vederea clarificării celor mai mărunte probleme de execuție. Detaliile se întocmesc pentru asecarea formațiunilor acvifere, pentru căile de vehiculare a utilajelor, pentru traversarea deranjamentelor tectonice, pentru evacuarea apelor, pentru alimentarea cu energie electrică a consumatorilor din carieră, pentru căile de evacuare a producției și sterilului, pentru amplasarea și construcția haldelor etc. Detaliile executate sînt prevăzute, la rîndul lor, cu vedere în plan, secțiuni transversale și longitudinale etc.

Planurile de ansamblu indică amplasamentul obiectivelor, din care cauză se mai numesc și *planuri de situație*. În aceste planuri sînt trecute limitele exploatării la zi, căile de comunicație existente sau proiectate, instalațiile existente, proiectate și provizorii, curbele de nivel ale suprafeței, alimentarea generală cu energie electrică, nordul și direcția vînturilor, fluxul tehnologic de transport al utilului și sterilului etc.

Întocmirea hărților, planurilor și desenelor întrebuințate în exploatarea la zi se bazează pe folosirea semnelor și culorilor convenționale.

Pentru construirea hărților topografice se folosesc semnele topografice convenționale și curbele de nivel; pentru hărțile și planurile geologice se folosesc semnele geologice și culorile convenționale; pentru planurile și desenele economice se folosesc semnele miniere, iar pentru construirea profilelor geologice, tehnico-geologice sau a coloanelor stratigrafice se folosesc semnele litologice și culorile convenționale.

Principalele semne convenționale miniere și cele pentru mașini întrebuințate la întocmirea planurilor și desenelor carierelor sînt reprezentate în tabelele XX.1 și XX.2.

2. DIMENSIONAREA TREPTELOR ÎN CARIERE

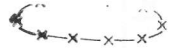
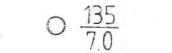
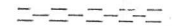
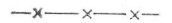
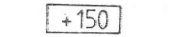
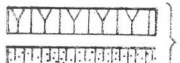
2.1. ELEMENTELE CARIERELOR ȘI DIMENSIUNILE ELEMENTELOR GEOMETRICE ALE TREPTELOR

Extinderea în suprafață a zăcămîntului sau a porțiunii dintr-un zăcămînt care formează obiectul exploatării printr-o carieră constituie *cîmpul carierei*.

Forma, mărimea și orientarea cîmpului carierei se aleg ținînd seama de următorii factori determinanți: natura zăcămîntului (cărbuni, minereuri, roci utile); forma de prezentare a zăcămîntului (strate, lentile, filoane , masive etc.); mărimea producției carierei; condiții de suprafață marcate prin: configurația terenului (plan sau accidentat), hidrografia regiunii (existența în apropiere a unor ape stătătoare sau curgătoare importante); posibilități de depozitare a sterilului; posibilități de dezvoltare a exploatării (existența în apropiere a unor sate, orașe, obiective industriale, căi de comunicație, lucrări de artă etc. care nu pot fi mutate sau desființate).

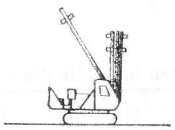
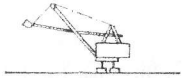
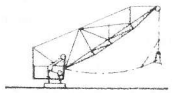
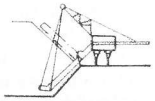
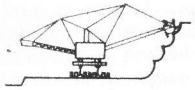
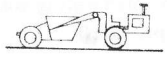
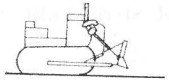
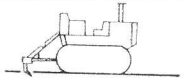
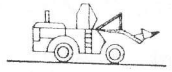
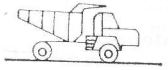
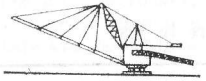
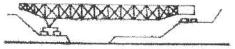
Tabelul XX.1

Semne convenționale miniere pentru lucrările din cariere

SEMNUL	SEMNIFICAȚIA SEMNULUI
	Zone lipsite de nisipuri acvifere
	Afloriment
	Foraj $\frac{\text{adîncimea forajului}}{\text{grosimea totală a stratului util}}$
	Drenuri
	Drenuri la piciorul haldei
	Drenuri pentru evacuarea apelor din haldă
	Perimetrul carierei
	Cota
	Limită de exploatare
	Drum
	Transportor cu bandă pt. util
	Transportor cu bandă pt. steril
	Transportor cu bandă pt. steril și util
	Taluz steril
	Taluz util
	Taluz haldă
	Taluz mixt: steril și util
	Tăiere în sus cu excavatorul
	Tăiere în jos cu excavatorul
	Taluz haldă depunere în sus
	Taluz haldă depunere în jos

Tabelul XX.2

Semne convenționale pentru utilajele din cariere

Nr. crt.	UTILAJUL	SEMNIFICAȚIA UTILAJULUI
1		Sondeză
2		Excavator lopată mecanică
3		Draglină
4		Elindă
5		Excavator cu rotor
6		Screper pe roți
7		Buldozer
8		Scarificator
9		Încărcător
10		Autobasculantă
11		Transbordor cu braț în consolă
12		Pod transbordor

Cîmpul carierei se împarte pe verticală *în felii orizontale*, a căror extragere în procesul exploatării capătă forma de *trepte*. Ca urmare, prin *treaptă* (fig. XX.7) se înțelege profilul unei felii de o anumită înălțime h din complexul de roci sterile sau substanță minerală utilă, care se exploatează prin mijloace de extragere independente, materialul fiind apoi încărcat și transportat în cadrul unei organizări independente.

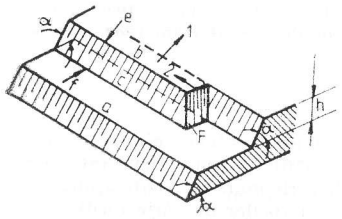


Fig. XX.7. Elementele treptei: *1* — direcția de înaintare a treptei; *2* — direcția de înaintare a frontului de lucru.

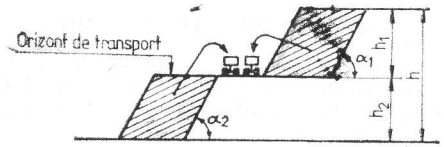


Fig. XX.8. Împărțirea treptei în subtrepte de extragere: h_1 și h_2 — înălțimile subtreptelor; h — înălțimea treptei.

Partea din treaptă exploatată cu mijloace proprii de extragere, dar deservită de transportul comun pentru întreaga treaptă, se numește *subtreaptă;* două sau mai multe subtrepte, deservite de căi comune de transport, formează o *treaptă de lucru* (fig. XX.8). Împărțirea în subtrepte se face după indicii de omogenitate ai rocilor, dacă acest lucru nu s-a făcut la împărțirea zăcămîntului în trepte.

Fiecare treaptă (fig. XX.7) este indicată printr-o cotă — cota căii de transport — și are următoarele elemente: berma inferioară — a; berma superioară — b; taluzul — c; unghiul de taluz — α; bordura inferioară — f; bordura superioară — e.

Ca elemente de bază pe care le deosebim într-o carieră (fig. XX.9) se menționează: bordurile carierelor — *2*; berma de bază (vatra sau talpa carierei) — *3*; conturul superior al carierei *2—2*; conturul inferior al carierei *4—4'*; marginea sau luneta carierei, care reprezintă totalitatea taluzurilor și bermelor unei cariere, făcîndu-se distincția între marginea

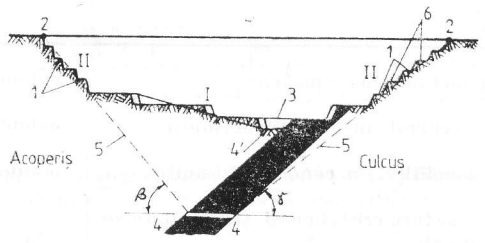


Fig. XX.9. Secțiune transversală printr-o carieră ce exploatează un zăcămînt de mare înclinare.

(luneta) în exploatare *I*, pe care se execută lucrări de extragere, și marginea exploatată *II* pe care se mai execută lucrări de extragere; taluzul carierei *5*, prin care se înțelege planul tangent la conturul inferior și superior al carierei; berme de siguranță, *4*; berme de transport, *6*; unghiurile de taluz ale carierei β și γ.

Dimensiunile elementelor geometrice ale treptelor din exploatarea la zi, adică înălțimea treptelor, lățimea bermelor și unghiul de taluz se calculează și se adoptă în funcție de: structura masivului în care se formează treapta; caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor din treaptă; condițiile de lucru caracterizate, în principal, prin metodele de exploatare și extragere aplicate; parametrii funcționali ai utilajului mecanic folosit la executarea diferitelor operații din front etc.

2.1.1. ÎNĂLȚIMEA TREPTELOR

În practica curentă a exploatărilor la zi, înălțimea treptelor ajunge pînă la 60 m. În cazul rocilor aluvionare, extrase cu mijloace manuale, nu se depășește, în general, înălțimea de 4 m și numai cînd roca este eruptivă de tărie mare se poate ajunge la extragerea manuală, la cel mult 10 m. În cazul extragerii rocilor de tărie medie sau mare, prin lucrări de perforare-impușcare și încărcării materialului derocat cu excavatoare, înălțimea treptei este adesea de 20—30 m. Cînd extragerea se face direct cu mijloace mecanice, înălțimea frontului de lucru (treptei) variază în funcție de posibilitățile de lucru ale mașinii, putînd ajunge pînă la cel mult 25—30 m. Deci înălțimea minimă se adoptă în cazul folosirii găurilor de mină și încărcării materialului derocat, cu unelte manuale, iar înălțimile mari ale treptei de 25—60 m se adoptă fie în cazul impușcării în masă cu încărcături concentrate amplasate în găuri de sondă sau în camere de minare, fie în cazul extragerii directe cu utilaj mecanic de mari dimensiuni.

2.1.2. UNGHIUL DE TALUZ

Unghiurile de taluz ale treptelor în exploatare au valori variabile și acestea depind de proprietățile rocilor, de înălțimea treptei și de metoda de extragere aplicată.

Înălțimea maximă și unghiul de taluz maxim al treptelor din cariere, ținînd seama de natura rocilor, sînt date în tabelul XX.3.

Tabelul XX.3

Înălțimea și înclinarea taluzelor treptelor de lucru (de scurtă durată) din exploatarea la zi

Natura rocii	Treaptă de lucru	
	înălțimea maximă [m]	unghiul de înclinare maxim [grade]
Roci magmatice și metamorfice omogene	nelimitată	80—90
Roci magmatice, în general, în condiții obișnuite	nelimitată	70—80
Roci sedimentare monolitice, în condiții obișnuite	nelimitată	50—60
Roci metamorfice — șisturi cristaline și sedimentare de natură grezoasă uscate	25—30	40—50
Roci sedimentare: argile, argile nisipoase și marne	25—30	35—45

În cazul exploatărilor adînci taluzele sînt eșalonate unul după altul în spațiu, prin berme intercalate, formînd sisteme de taluze sau marginile carierei.

Taluzele treptelor marginei carierei din partea în care nu se lucrează au o înclinare mai mică cu 10—15°, decît înclinarea taluzelor treptelor marginei în exploatare (tabelul XX.4), ele trebuind să dureze o perioadă mai lungă de timp.

Tabelul XX.4

Înclinarea taluzelor treptelor libere (de lungă durată) din exploatarea la zi

Natura rocii	Înclinarea taluzului treptelor libere [grade]
Roci magmatice și metamorfice omogene	55—65
Roci sedimentare monolitice	50—55
Roci argilo-nisipoase uscate	40—50
Roci argiloase uscate	40—45
Roci argilo-nisipoase umede	25—30

Unghiurile de taluz ale marginilor carierelor, β și γ, se determină în funcție de elementele geometrice ale sistemului de trepte care constituie marginile: lățimea bermelor și înălțimea treptelor precum și înclinarea taluzelor acestora.

Unghiul de taluz al marginei carierei (fig. XX.10) se poate calcula cu relația:

$$\operatorname{tg} \beta(\gamma) = \frac{H}{\sum_{i=1}^{i=n-1} B_i + \sum_{i=1}^{i=n} h_i \operatorname{ctg} \alpha_i} \qquad (2.1)$$

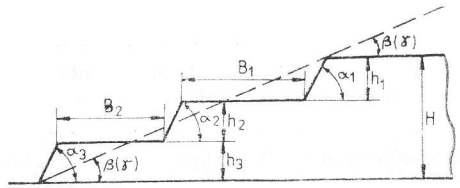


Fig. XX.10. Unghiul de taluz al marginei carierei.

În cazul cînd înălțimea treptelor, unghiurile de taluz și lățimea bermelor sînt aceleași pentru toate orizonturile de exploatare, relația de mai sus devine:

$$\operatorname{tg} \beta(\gamma) = \frac{h}{\left(\frac{n-1}{n}\right) B + h \operatorname{ctg} \alpha} \qquad (2.2)$$

unde: H este adîncimea totală a exploatării; h — înălțimea treptelor; B — lățimea bermelor; α — unghiul de taluz al treptelor; n — numărul de trepte din carieră.

Datorită parametrilor care definesc unghiurile de taluz ale marginilor, se va constata o diferență destul de mare între valoarea unghiului de taluz a marginei în exploatare și a celei exploatate (fig. XX.9).

Ca mărimi aproximative ale unghiurilor marginilor în exploatare și exploatate în carierele care exploatează zăcăminte de înclinare medie și mare, se adoptă valorile indicate în tabelul XX.5.

Tabelul XX.5

Valori pentru unghiurile de taluz ale marginilor carierelor

Marginea	Natura rocilor	Unghiul de taluz [grade]
În exploatare	Roci magmatice, metamorfice și sedimentare monolitice omogene	18—20
	Roci metamorfice cu șistozitate pronunțată și alterate și roci sedimentare în condiții obișnuite	18—20
	Roci sedimentare argilo-nisipoase greu asecabile	10—15
Exploatată	Roci magmatice, metamorfice și sedimentare monolitice omogene	50—60
	Roci metamorfice cu șistozitate pronunțată și alterate și roci sedimentare în condiții obișnuite	35—45
	Roci sedimentare argilo-nisipoase greu asecabile	20—30

Mărimea unghiului de taluz și înălțimea treptei sînt influențate și de caracterul acvifer al rocilor, rocile uscate admițînd trepte cu unghiuri de taluz și înălțimi mai mari.

Valorile unghiurilor de taluz și ale înălțimii treptelor exploatărilor la zi de cărbune din țara noastră, dotate cu utilaje de mare capacitate, sînt redate în tabelul XX.6, variind funcție de zona de amplasare a carierei.

Unghiurile de taluz ale treptelor și ale marginilor carierelor, prezentate în tabelele de mai sus, sînt orientative și urmează a fi precizate în funcție de condițiile miniere, geologice și tehnice ale fiecărei exploatări.

Tabelul XX.6

Înălțimea și înclinarea treptelor și sistemului de trepte ale carierelor de cărbune din România

Felul taluzelor	Înălțimea treptelor individuale, h și a sistemului de trepte, H [m]	Unghi [grade]			
		Zonă colinară		Zonă de luncă	
		Taluze individuale	Sisteme de taluze	Taluze individuale	Sisteme de taluze
Definitive					
— marginale	h = 12—20	35—45	— 15°30′—	50—60	—
	H = 24—96	—	24°30′	—	18°30′
— de cap	h = 7—21	35—45	— 12°20′ —	50	—
	H = 14—103	—	19°20′	—	15°30′
De lucru	h = 16—20	60—70	—	60—66	—
	H = 32—150	—	17°	—	50
La tăierea preliminară a zonelor colinare	h = 20	30°	16°	45—50	—

2.1.3. LĂȚIMEA BERMELOR

Din punct de vedere al lățimii, bermele treptelor se împart în:

— *berme de lucru*, pe care se efectuează toate operațiile de extragere, încărcare și transport.

Lățimea bermelor de lucru variază în limite mari, în funcție de utilajul folosit și de metoda de lucru (extragere) aplicată. Adesea lățimea acestor berme depășește de 3—4 ori înălțimea treptei;

— *berme de transport*, care rămîn după exploatarea treptei pentru asigurarea continuității transportului.

Lățimea acestor berme depinde de sistemul de transport utilizat, de numărul liniilor de transport folosite și de spațiile de siguranță necesare de lăsat de o parte și de alta a căii de transport. Adesea lățimea bermelor de transport variază între 8—15 m.

După terminarea exploatării treptelor, bermele de transport se exploatează, dacă este posibil, pînă la lățimea bermelor de siguranță;

— *berme de siguranță*, care asigură protecția împotriva surpării treptelor a căror exploatare s-a terminat și, în special, împiedică rostogolirea blocurilor desprinse din treptele superioare.

La exploatarea zăcămintelor de înclinare medie și mare, în luneta sau marginea carierei și anume în taluzele treptelor se amenajează berme de siguranță, avînd lățimea egală cu 0,1—0,2 din înălțimea treptei, dar nu mai înguste de 1 m. În carierele adînci, la fiecare 30 m pe verticală se amenajează cîte o bermă de siguranță cu lățimea de minimum 6 m.

Bermele de siguranță se obțin, de regulă, prin lăsarea neterminată a extragerii (tăierii) treptei inferioare față de cea superioară. Pînă la urmă bermele de lucru și cele de transport se reduc, prin exploatare, la lățimea bermelor de siguranță.

2.2. DETERMINAREA ELEMENTELOR GEOMETRICE ALE TREPTELOR

Realizarea în cariere a unei exploatări ritmice și în deplină siguranță necesită atît dimensionarea, cît și menținerea în limitele valorilor admisibile pe tot parcursul exploatării a elementelor geometrice ale treptelor marcate prin: înălțimea treptelor, unghiul de taluz și lățimea bermelor.

Așa după cum s-a arătat la dimensionarea elementelor geometrice ale treptelor, trebuie să se țină seama în principal de: caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor din treaptă; condițiile de lucru caracterizate prin metodele de extragere și exploatare aplicate și parametrii funcționali ai utilajului folosit la executarea diferitelor operații.

2.2.1. ÎNĂLȚIMEA ȘI ÎNCLINAREA TREPTELOR

Determinarea înălțimii treptelor se poate face pe două căi: una *teoretică*, ținîndu-se seama de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor ce se vor extrage, și o alta *practică*, care ia în considerare utilajele și tehnologiile de lucru.

Calea de urmat în rezolvarea acestei probleme este aceea de a se determina înălțimea treptei după ambele criterii și de a se accepta și lucra pe șantier cu înălțimea minimă care va asigura stabilitatea deplină a taluzelor și siguranța funcționării utilajelor, amplasate în fronturile și pe bermele treptelor.

În afară de considerentul siguranței în desfășurarea procesului tehnologic, la stabilirea înălțimii treptelor trebuie să se țină seama de următoarele condiții de exploatare: omogenitatea grosimii rocilor sterile sau a substanței minerale utile din fiecare treaptă; amplasarea bermelor de lucru pe formațiuni de roci rezistente, apte pentru executarea operațiilor din procesul tehnologic și pentru deplasarea utilajului greu; o bună folosire a utilajului minier și concordanța parametrilor acestuia cu dimensiunile frontului de lucru (înălțimea treptelor); exploatarea treptei pe întreaga ei înălțime prin unul sau două fronturi de lucru, evitînd pe cît posibil extragerea selectivă.

Determinarea înălțimii și înclinării treptelor în funcție de proprităților fizico-mecanice ale rocilor. Pierderea stabilității și alunecarea treptelor din exploatarea la zi poate avea loc după suprafețe plane, suprafețe curbe și suprafețe cu contur poligonal. Forma suprafeței potențiale de alunecare depinde de natura rocii, structura masivului, natura și intensitatea forțelor care acționează asupra masivului etc.

Pentru calculul înălțimii treptelor din exploatarea la zi constituite din roci de tărie medie și mică, se cunosc o serie de procedee analitice sau grafo-analitice, care iau în considerare atît geometria taluzului și proprietățile fizico-mecanice ale rocilor din componența acestuia cît și forma suprafeței potențiale de alunecare.

Alunecări după suprafețe plane. În cazul cînd alunecarea se produce după suprafețe plane (fig. XX.11), considerînd unghiul taluzului de lucru α și înălțimea acestuia h, din condiția de stabilitate a taluzului se obține următoarea relație:

$$h = \frac{2c \sin \alpha \cos \varphi}{\gamma_v \sin^2\left(\frac{\alpha - \varphi}{2}\right)} \quad [m] \tag{2.3}$$

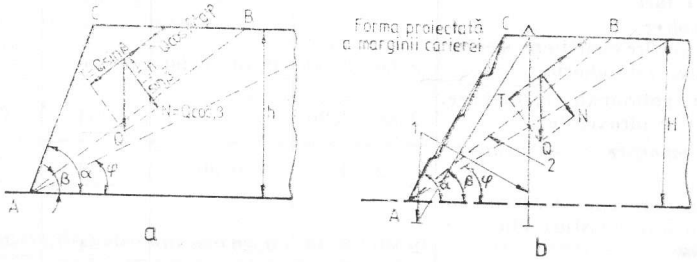


Fig. XX.11. Calculul înălțimii taluzelor în cazul alunecării acestora după o suprafață plană:

a — taluz simplu; *b* — sistem de taluzuri; α — unghiul taluzului de lucru; β — unghiul de stabilitate; φ — unghiul de frecare interioară; *1* — găuri de sondă; *2* — suprafață de alunecare.

Pentru condiții reale de lucru se introduce în calcul un coeficient de siguranță s al stabilității taluzului, sub forma $c' = \frac{c}{s}$ și $\varphi' = \text{arc tg} \frac{\text{tg } \varphi}{s}$, a cărui valoare $s = 1{,}1 - 3{,}0$ este în funcție de durata de existență a taluzului și de importanța rămînerii acestuia în loc.

Ținînd seama de coeficientul de stabilitate, înălțimea admisibilă a treptei se obține din relația:

$$h_{ad} = \frac{2c' \sin \alpha \cos \varphi'}{\gamma_v \sin^2\left(\frac{\alpha - \varphi'}{2}\right)} \quad [m] \tag{2.4}$$

în care: c este coeziunea rocii, daN/m²; φ — unghiul de frecare interioară, grade; α — unghiul taluzului de lucru, grade; γ_v — masa volumetrică a rocii, kg/m³.

În tabelele XX.7 și XX.8 sînt prezentate proprietățile fizico-mecanice ale diferitelor categorii de roci, necesare proiectării și verificării stabilității taluzelor și treptelor de lucru și definitive din exploatarea la zi.

Alunecări după suprafețe curbe. Unul din multiplele procedee la care se recurge în scopul verificării stabilității sau al proiectării înălțimii și înclinării taluzelor treptelor din exploatarea la zi este procedeul grafo-analitic (fig. XX.12) elaborat de P. D. Lobasov.

Tabelul XX.7

Valorile limită ale coeziunii și unghiului de frecare

Denumirea rocii	Masa volumetrică, γ_v [g/cm³]	Umiditatea [%]	Unghiul de frecare, φ [grade]	Coeziunea în epruvetă [daN/cm²]
1	2	3	4	5
I. **Roci tari**				
a. *Eruptive*				
Granite, porfire cuarțifere, sienite, porfirite, gabrodiorite	2,60—3,00	0,40—0,50	36	360—420
Gabrouri, gabrodiabaze, diabaze, peridotite piroxenite	2,80—3,20	—	34	320—400
b. *Metamorfice și sedimentare*				
Cuarțite	2,64	0,50	36	350—700
Jaspolite, corneene, corneene hidrotermalitice, șisturi silicioase-argiloase	2,60—3,40	0,20—0,40	34	300—380
Șisturi cuarțitice-cloritosericitoase, filite, tufite, serpentinite, skarne, gresii cuarțitice, calcare	2,50—2,90		33	0,14—0,90
II. **Roci de tărie medie**				
a. *Eruptive slab alterate*				
Granitoide, porfire cuarțifere, sienite, sienit-diorite, granodiorite, granodiorit-porfire	2,50—2,75	0,20—1,05	35	205—285
Porfirite, gabrodiabaze, diabaze, spilite	2,75—3,00	—	36	210—285
b. *Eruptive alterate*				
Sienit-diorite, keratofire, granodiorite, porfirite, gabrodiorite	2,40—2,66	—	34	120—180
c. *Metamorfice*				
Cuarțite	2,61	—	34	165
Cuarțite caolinizate	2,24	—	30	48
Șisturi sericitoase	2,80—2,90	—	35	140—180
Filite	—	—	27	152
Magnetite	4,32	—	34	190
Roci talcoase carbonatice	2,50—2,90	—	42	85—120
Serpentinite șistificate puternic alterate	2,50	—	33	23
d. *Sedimentare*				
Cărbune	1,26—1,58	5,0	36	28
Calcare	2,44—2,67	0,1—4,0	27—32	140—165

Tabelul XX.7 (continuare)

1	2	3	4	5
Calcare alterate, gresii, gresii argiloase	2,37—2,76	—	33	75—175
Calcar cu ciment carbonatat	2,57	2,27	36	170
III. **Roci de tărie mică**				
Sedimentare, eruptive și metamorfice puternic alterate				
Gabrodiorite	2,40	—	36	14,3
Șisturi	2,12	18	28	1,2—13,6
Gresii, diabaze, dolomite, siderite	2,00—2,10	19,6—31,6	34	1,4—17,5

Tabelul XX.8

Proprietățile fizico-mecanice ale rocilor întîlnite în unele cariere din România

Cariera	Denumirea rocii	Greutatea volumetrică, γ_v [N/m³]	Porozitatea, n [%]	Unghiul de frecare internă, [φ grade]	Coeziunea, c [N/m²]
1	2	3	4	5	6
Rovinari	Argilă grasă	$1,86 \cdot 10^4$	47	17	$6,86 \cdot 10^4$
	Argilă	$1,93 \cdot 10^4$	45	23	$3,83 \cdot 10^4$
	Argilă prăfoasă, sol	$1,83 \cdot 10^4$	43	24	$4,90 \cdot 10^4$
	Praf argilos nisipos	$1,81 \cdot 10^4$	45	29	$4,41 \cdot 10^4$
	Nisip argilos	$1,86 \cdot 10^4$	42	32	$2,94 \cdot 10^3$
	Nisip prăfos	$1,41 \cdot 10^4$	52	32	$2,94 \cdot 10^3$
Popești	Argilă marnoasă	$1,71 \cdot 10^4$	39	17	$1,83 \cdot 10^5$
	Argilă nisipoasă	$1,82 \cdot 10^4$	33	26	$3,92 \cdot 10^4$
	Nisip argilos metalurgic	$1,91 \cdot 10^4$	34	34	$2,65 \cdot 10^4$
	Gresie cuarțitică	$2,48 \cdot 10^4$	—	25	$8,83 \cdot 10^6$
Căpuș	Marnă argiloasă	$2,22 \cdot 10^4$	42	38	$2,16 \cdot 10^4$
	Praf nisipos	$2,38 \cdot 10^4$	40	30	$4,90 \cdot 10^4$
	Calcar organogen	$2,50 \cdot 10^4$	—	39	$1,34 \cdot 10^7$
	Calcar numulitic	$2,50 \cdot 10^4$	—	35	$9,32 \cdot 10^6$
	Calcar masiv	$2,45 \cdot 10^4$	—	39	$1,34 \cdot 10^7$
Aghireș	Argilă nisipoasă, sol	$1,82 \cdot 10^4$	33	26	$3,92 \cdot 10^4$
	Nisip argilos, sol	$1,76 \cdot 10^4$	46	37	$3,92 \cdot 10^3$
	Nisip argilos caolinos	$2,04 \cdot 10^4$	21	33	$7,84 \cdot 10^4$
	Nisip prăfos, cuarțos, metalurgic	$1,95 \cdot 10^4$	30	34	$7,84 \cdot 10^5$
Cuciulat	Argilă prăfoasă, sol	$1,83 \cdot 10^4$	43	24	$4,90 \cdot 10^4$
	Calcar organogen	$2,50 \cdot 10^4$	—	39	$1,34 \cdot 10^7$

Tabelul XX.8 (continuare)

1	2	3	4	5	6
Gura-Haiti	Andezit piroxenic	$2,22 \cdot 10^4$	—	32	$6,37 \cdot 10^6$
	Andezit piroxenic limonitizat	$2,15 \cdot 10^4$	—	39	$4,90 \cdot 10^6$
	Andezit mineralizat cu sulf	$2,30 \cdot 10^4$	—	44	$9,81 \cdot 10^6$
	Aglomerat vulcanic	$2,48 \cdot 10^4$	—	54	$4,41 \cdot 10^6$
	Silicat	$1,84 \cdot 10^4$	—	44	$4,31 \cdot 10^6$
	Andezit piroxenic	$2,51 \cdot 10^4$	—	50	$1,91 \cdot 10^7$
Teliuc	Calcar cristalin	$2,74 \cdot 10^4$	—	38	$4,90 \cdot 10^6$
Șuior	Andezit nealterat	$2,66 \cdot 10^4$	—	61	$27 \cdot 10^6$
	Andezit carbonatic	$2,66 \cdot 10^4$	—	60	$11 \cdot 10^6$
	Brecie andezitică caolinizată	$2,71 \cdot 10^4$	—	59	$3,8 \cdot 10^6$
	Andezit propilitizat cu vinișoare de calcit	$2,61 \cdot 10^4$	—	62	$12,8 \cdot 10^6$
	Brecie andezitică carbonatică cu calcit	$2,64 \cdot 10^4$	—	58	$9,0 \cdot 10^6$
	Talc alb	$2,80 \cdot 10^4$	—	30	$2,5 \cdot 10^6$
	Calcar dolomitic	$2,82 \cdot 10^4$	—	40—50	$2,0—3,5 \cdot 10^6$
	Calcar mina Vest	$2,75 \cdot 10^4$	—	45	$3,0 \cdot 10^6$

Considerînd că pierderea stabilității taluzului se produce după o suprafață cilindrică-circulară și ținînd seama de geometria taluzului, de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor și de momentele forțelor active și pasive care acționează asupra masivului, autorul a ajuns la următoarea relație finală:

$$\frac{c}{\gamma_v \cdot h} = F(\alpha, \varphi) = N \qquad (2.5)$$

în care: h este înălțimea critică sau limită a treptei;

$F(\alpha, \varphi) = N$ — factor de stabilitate.

Introducînd în relația de mai sus, înălțimea admisibilă, $h_{ad} = \frac{h}{s}$, se obține următoarea relație finală uzuală:

$$h_{ad} = \frac{c}{s \cdot \gamma_v \cdot N} \quad [\text{m}] \qquad (2.6)$$

Pentru folosirea practică a relației înălțimii admisibile, fie la dimensionare, fie la verificarea stabilității treptelor, *P. D. Lobasov* a întocmit un grafic (fig. XX.12), care permite determinarea expeditivă a valorii factorului de stabilitate necesar calculului înălțimii admisibile sau unghiului taluzului de lucru.

I. Din grafic se determină valoarea lui N pentru un unghi de taluz și un unghi de frecare interioară cunoscute, valoare care, introdusă în relația lui h_{ad}, cunoscînd coeziunea și greutatea specifică aparentă și acceptînd o anumită valoare pentru coeficientul de stabilitate, determină înălțimea taluzului.

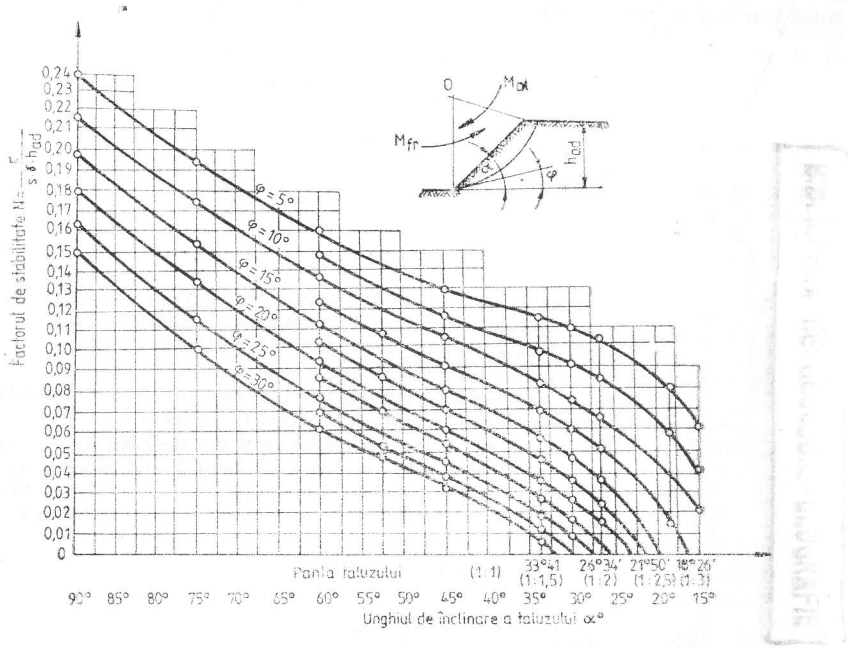


Fig. XX.12. Graficul de calcul al elementelor taluzurilor după P. D. Lobasov.

II. Cînd se cunoaște înălțimea taluzului și urmează a se calcula înclinarea acestuia, se procedează în felul următor: se determină valoarea lui N în funcție de c, h, γ_v și s, cu care se intră pe ordonată, apoi se duce o orizontală pînă la intersecția curbei unghiului de frecare din taluz, de unde se coboară o perpendiculară pe abscisă și se citește valoarea unghiului de înclinare a taluzului.

Pentru determinarea expeditivă a înălțimii limită sau a unghiului de înclinare a taluzelor plane din exploatările la zi, G. L. F i s e n k o a întocmit un grafic (fig. XX.13) avînd la bază ipoteza alunecării masivului după o suprafață cilindrică-circulară, iar la partea superioară verticală.

Pe grafic sînt trecute în abscisă unghiurile de înclinare a taluzelor α, iar pe ordonată înălțimile treptelor, h.

Scara graficului M se determină prin relația:

$$\frac{1}{M} = \frac{h_\theta}{h_{90}} \tag{2.7}$$

în care: h_θ este mărimea respectivă din grafic; h_{90} — înălțimea porțiunii verticale a taluzului, care se calculează cu relația:

$$h_{90} = \frac{2 \cdot c}{\gamma_v} \operatorname{ctg}(45 - \varphi/2) \tag{2.8}$$

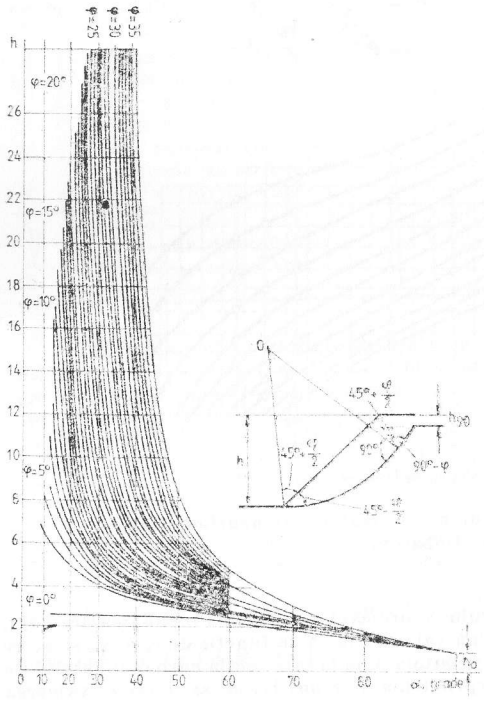


Fig. XX.13. Graficul de determinare a înălțimii limită a taluzelor plane în funcție de unghiul de înclinare α și unghiul de frecare interioară φ.

în care: c este coeziunea medie a rocilor, N/m²; γ_v — greutatea volumică medie a rocilor, N/m³; φ — unghiul de frecare mediu al rocilor.

Graficul se folosește în modul următor:

I. Se calculează mai întîi h_{90} și se determină scara graficului M. Cunoscîndu-se unghiul de taluz α și unghiul de frecare interioară, φ, se ridică în dreptul valorii α de pe abscisa graficului o perpendiculară pînă întîlnește curba respectivă a unghiului de frecare

interioară dat. Din punctul astfel obținut se duce o paralelă la axa abscisele pînă întîlnește axa ordonatelor. Valoarea astfel determinată a lui h se înmulțește cu scara graficului M, obținîndu-se valoarea reală a înălțimii limită a taluzului.

II. Dacă se cunoaște înălțimea limită a taluzului h și unghiul de frecare interioară φ, valoarea unghiului de taluz se determină în același mod, operațiile efectuîndu-se invers ca în cazul precedent. Astfel, înălțimea h a taluzului se împarte la scara graficului M, iar valoarea obținută se trece pe axa ordonatelor. Din punctul respectiv al ordonatei se duce o paralelă la axa abscisele, pînă întîlnește curba unghiului respectiv de frecare interioară φ. Din acest punct se duce o perpendiculară pe axa abscisele, iar punctul de intersecție dă valoarea unghiului α.

În cazul aplicării procedeului la proiectarea și verificarea stabilității taluzelor executate în roci stratificate, se recomandă ca în calcule să se ia în considerație numai valorile proprietăților fizico-mecanice care sînt caracteristice stratului cu rezistența cea mai scăzută și intră în componența complexului de roci într-un procentaj mai ridicat.

Se remarcă faptul că înălțimea treptelor de lucru determinată în funcție de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor este de multe ori de cîțiva zeci de metri, ceea ce nu se poate accepta întotdeauna în practică, din cauza greutăților întîmpinate la excavarea mecanică sau la forarea găurilor, încărcarea lor cu exploziv și încărcarea materialului derocat.

Determinarea înălțimii și înclinării treptelor în funcție de utilajul de lucru. Relațiile de calcul ale înălțimii treptelor de lucru din exploatarea la zi, după acest criteriu, diferă în funcție de tehnologiile de lucru și tipul utilajelor întrebuințate la extragerea rocilor.

Relațiile pentru cazurile cele mai frecvente întîlnite în practică sînt prezentate în tabelul XX.9. În tabelul XX.10 sînt redate înălțimea și înclinarea treptelor în funcție de natura rocilor ce se extrag și procedeul de extragere folosit, prescrise de Normele departamentale de protecția muncii în vigoare în țara noastră

2.2.2. LĂȚIMEA BERMELOR DE LUCRU

Pentru realizarea unei extrageri corecte și în deplină siguranță, în exploatarea la zi, bermele de lucru ale treptelor în exploatare trebuie să aibă o lățime corespunzătoare, care să permită:

— amplasarea și deplasarea în siguranță a utilajelor de forare, încărcare și transport;

— împrăștierea materialului derocat, în cazul extragerii prin lucrări de forare-împușcare;

— circulația muncitorilor prin spații sigure destinate acestui scop;

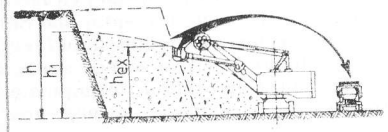
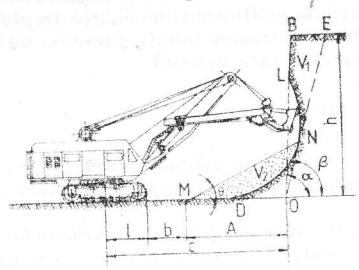
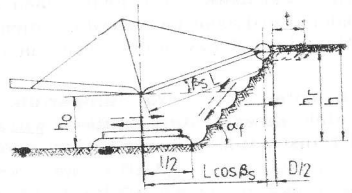
— evitarea căderii bucăților de rocă sterilă sau substanțe minerale utile pe taluzele și bermele treptelor inferioare.

Cele mai grave și frecvente avarii și accidente, în cadrul exploatărilor la zi, sînt provocate atît de aglomerarea materialelor și utilajelor pe suprafețe mici și uneori în zone nepermise precum și datorită activității și circulației muncitorilor neinstruiți în spații periculoase.

Pentru evitarea accidentelor și avariilor din cauza transportului, pe bermele de lucru și pe cele de transport, regulamentele de exploatare limitează vitezele de transport și prevăd restricții, în special, în cazul transportului feroviar pe linii noroioase, acoperite cu polei, zăpadă etc.

Dimensionarea bermelor de lucru se face cu ajutorul relațiilor de calcul redate în tabelul XX.11, în funcție de mijloacele de extragere și transport utilizate, de spațiile

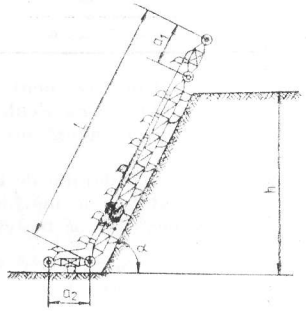
Calculul înălțimii treptelor în funcție de tipul

Felul rocii din treaptă	Procedeu de extragere a rocii	Relația de calcul a înălțimii treptei
1	2	3
Roci tari	*Extragerea cu explozivi* 	$h = \frac{h_1}{0,8-0,9}$ [m] (2.9) $h = 1,5\ h_{ex}$ [m] (2.10)
Roci de tărie mică și medie	*Extragere mecanică* — cu excavator lopată mecanică 	Înălțimea treptei este egală cu înălțimea de excavarea a utilajului din front sau : $h = \frac{0,8\ R_{ex} - l}{\sqrt{\frac{K(\mathrm{tg}\,\beta - \mathrm{tg}\,\theta)}{\mathrm{tg}^2\beta\,\mathrm{tg}\theta}} + 0,2}$ [m] (2.11)
	— cu excavatorul cu rotor și cupe tăietoare 	*Extragere globală* $h = \left(L \cdot \cos\beta_s + \frac{D}{2} - \frac{l}{2}\right) \cdot \mathrm{tg}\alpha_f + 0,35 \cdot r$ [m] (2.12) *Extragere selectivă* $h = \left(L \cos\beta_s + \frac{D}{2} - l - \frac{l}{2}\right) \cdot \mathrm{tg}\,\alpha_f + 0,35 \cdot r$ [m] (2.13)

Tabelul XX. 9

utilajului și al tehnologiilor de lucru

Semnificația notațiilor	Observații
4	5
h este înălțimea treptei, m ; h_1 — înălțimea grămezii de rocă împușcată ; h_{ex} — înălțimea maximă de excavare a excavatorului folosit la încărcare.	Utilajul de bază pentru încărcarea rocilor extrase cu explozivi este excavatorul cu lingură dreaptă. Alegerea utilajului de încărcat se face și în funcție de mărimea predominantă a bucăților de material derocat. $a \cong 0,8\ \sqrt[3]{E}$ [m] în care : a este dimensiunea maximă a bucăților de material derocat după două direcții reciproc perpendiculare, m ; E — capacitatea cupei excavatorului, m³.
R_{ex} — raza maximă de excavare a utilajului, m ; l — jumătate din lungimea șenilelor excavatorului ; K — coeficient de afinare a rocii ; β — unghi de surpare a rocii ; θ — unghi de așezare a materialului surpat din treaptă.	Unghiul β are valori între 65 — 80° $h = 10$ m $\beta = 80°$ $h = 30$ m $\beta = 65°$ Înălțimea și înclinarea fronturilor de lucru după N.D.P.M. sînt redate în tabelul XX.10.
L — lungimea brațului port-rotor, m ; D — diametrul rotorului, m ; l — lungimea șenilelor, m ; r — raza rotorului, m ; β_s — 15—20° — unghi de înclinare a brațului port-rotor ; valoarea acestui unghi fiind funcție de înălțimea treptei, de înălțimea deasupra nivelului de staționare a reazemului brațului port-rotor (h_0) și de poziția excavatorului în frontul de lucru ; α_f — unghi de înclinare al frontului ; t — adîncimea de tăiere la extragerea selectivă.	Înălțimea și înclinarea fronturilor de lucru după N.D.P.M. sînt redate în tabelul XX.10.

1	2	3
Roci de tărie mică și medie	— cu excavator elindă 	$h = (L - a_1)\sin\alpha$ [m] (2.14) $h = (L - a_1 + a_2)\cdot\sin\alpha$ [m] (2.15)

Înălțimea și înclinarea fronturilor (treptelor), în funcție de natura rocilor

FELUL ROCII	Derocare manuală		FRONT Extragere mecanică Excavator cu cupă		Elindă		Excavator cu rotor	
	$\alpha°$	h	$\alpha°$	h	$\alpha°$	h	$\alpha°$	h
Pământ vegetal	40	2	45	h = înălțimea de lucru a utilajului	40	h = înălțimea de lucru a utilajului	60	h = înălțimea de lucru a utilajului
Argilă moale	40	3	45		40		60	
Argilă tare și marnă	45	8	75		50		70	
Marnă tare	50	8	75		50		75	
Nisip, compact, balast, turbă	45	4	60		50		60	
Cărbune compact	50	6	70		70		—	
Gips	50	8	75					
Dolomit	50	6	75					
Calcar moale și cretă	50	10	75					
Cresie, calcar, siderită	50	10						
Roci metamorfice șistoase	50	8						
Roci eruptive	50	10						

h — înălțimea frontului pe verticală, m; α — unghi de taluz în grade; * — înclinarea fronturilor de lucru poate fi și mai mare în cazul unor masive compacte.

Tabelul XX. 9 (continuare)

4	5
L — lungimea brațului, m; a_1 — distanța de la bordura treptei la articulația brațului, m; a_2 — lungimea nivelatorului, m; α — înclinarea taluzului, grade.	Relația 2.14 se aplică în cazul elindelor cu nivelator orizontal. Relația 2.15 se aplică în cazul elindelor cu nivelatorul în prelungirea brațului.

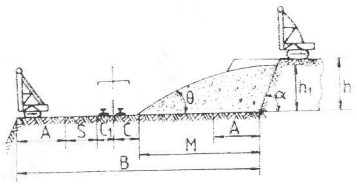
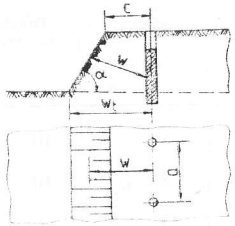
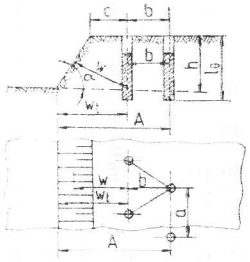
Tabelul XX.10

și minereurilor ce se extrag și procedeul de extragere folosit

SUPERIOR Extragere cu explozivi*								FRONT INFERIOR Extragere mecanică					
Găuri de mină		Găuri sondă verticale		Găuri sondă înclinate		Camere de minare		Elindă		Draglină sau graifăr		Excavator cu cupă întoarsă	
$\alpha°$	h	$\alpha°$	h	$\alpha°$	h	$\alpha°$	h	$\alpha°$	h	$\alpha°$	h	$\alpha°$	h
—	—	—	—	—	—	—	—	38	h = înălțimea de lucru a utilajului	40	h = înălțimea de lucru a utilajului	40	h = înălțimea de lucru a utilajului
—	—	—	—	—	—	—	—	38		40		40	
50	8	—	—	50	20	—	—	45		50		50	
60	10	60	20	50	25	60	40	45		50		50	
—	—	—	—	—	—	—	—	45		50		50	
60	10	60	20	—	—	—	—						
60	10	60	25	60	30	60	40						
60	10	60	20	60	25	60	40						
60	10	60	25	60	30	60	40						
70	15	75	35	75	50	75	60						
60	10	70	30	70	35	70	50						
70	75	75	35	75	50	75	60						

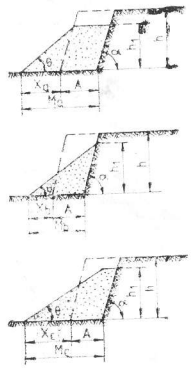
narea fronturilor de lucru poate fi și mai mare în cazul unor masive compacte.

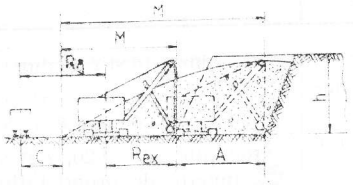
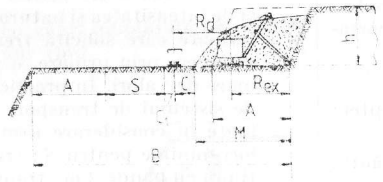
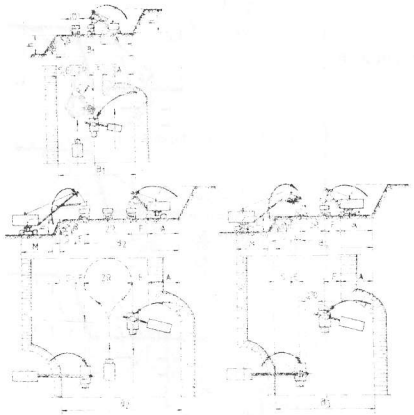
Relațiile de calcul a

Natura rocilor ce alcătuiesc trepte	Procedeul de extragere al rocii	Relațiile de calcul a lățimii bermelor
1	2	3
Roci tari	*Extragere cu explozivi :*  — cu găuri amplasate pe un singur rînd.  — cu găuri amplasate pe două rînduri. 	*În cazul găurilor amplasate pe un singur rînd :* $B = A + M + C + C_1 + S$ [m] (2.16) în care : $A = r_i' \cdot h$ [m] (2.17) $M = 1,41\ h \sqrt{\frac{K r_i' \sin(\alpha - \theta)}{\sin \alpha \cdot \sin \theta}}$ [m] (2.18) *În cazul găurilor amplasate pe două rînduri :* $B = A + M + C + C_1 + S$ [m] în care : $A = r_i' (1 + r_i'') \cdot h$ [m] (2.19) $M = 1,41\ h \times$ $\times \sqrt{\frac{K r_i' (1 + r_i'') \sin(\alpha - \theta)}{\sin \alpha \cdot \sin \theta}}$ [m (2.20) în care : $r_i' = \frac{W_t}{h} = 0,55 - 0,70$ $r_i'' = \frac{h}{W_t} = 0,75 - 0,85$ $M_a = A\left(2k \frac{h}{h_1} - 1\right)$ $M_b = 2\,Ak \frac{h}{h_1}$ (2.21) $M_c = Ak \frac{h}{h_1} + \frac{h_1}{2\psi}$ $A = b\,(n - 1) + W_t$ [m] (2.22) $S = h\,(\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha)$ [m] (2.23) $\psi = \frac{\sin \alpha \cdot \sin \theta}{\sin (\alpha - \theta)}$ [m] (2.24)

Tabelul XX.11

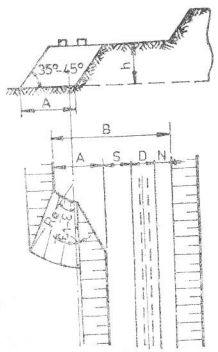
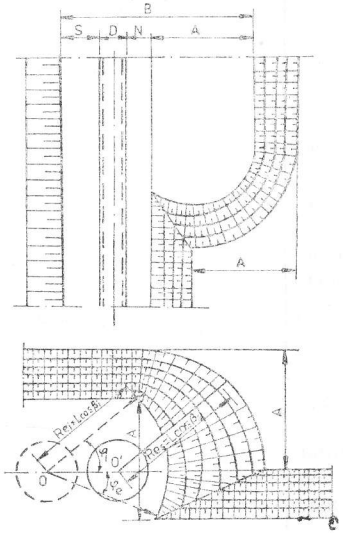
lățimii bermelor de lucru

Semnificația notațiilor	Observații
4	5
A este lățimea frontului de lucru ; M — distanța de împrăștiere a rocilor după împușcare ; C — distanța de la limita de împușcare a rocii pînă la axa căii ferate ; $C =$ = 2000 mm pentru ecartamente pînă la 1000 mm, și 2500 — 3000 mm pentru ecartamente mai mari de 1000 mm. C_1 — distanța de la axa căii ferate pînă la limita exterioară a traverselor. În calcule C_1 se ia egal cu ecartamentul căii ferate ; S — lățimea de siguranță ; W_t — linia de rezistență la vatra treptei ; h — înălțimea treptei ; b — distanța dintre rîndurile de găuri ; n — numărul rîndurilor de găuri ; k — coeficient de afînare a rocilor, tabelul XX.12 ; α — unghiul de taluz ; θ — unghiul taluzului grămezii de rocă abătută : $\theta = \frac{\alpha}{2}$ β — unghiul de stabilitate	Relațiile 2.18 și 2.20 după *N. M. Melnikov.* Relațiile 2.21 după *E. F. Seșko.* Relațiile 2.18, 2.20, 2.21 s-au stabilit în funcție de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor și de geometria taluzului. Parametrul S variază în funcție de : geometria taluzului, proprietățile fizico-mecanice ale rocilor din treaptă și de intensitatea și natura forțelor exterioare care solicită treapta și care va avea, prin urmare, o gamă foarte mare de valori. În practică, în funcție de sistemul de transport utilizat sînt luate în considerare următoarele valori minime pentru S : transport continuu cu bandă 2 m ; transport pe cale ferată 2,5 m ; transport auto, 3 m. 

1	2	3
	Extragere cu explozivi și dimensionare în funcție de parametrii funcționali ai utilajului de încărcat și transportat.	$B = A + M + C + C_1 + S$ [m]
		$M = R_{ex} + R_d + A - C$ [m] (2.25)
		$M' = R_{ex}(1 + \sin\varphi)$, [m] (2.26)
		pentru $\varphi = 30°$; $M' = 1,5\ R_{ex}$ [m]
		Pentru $M = 2\ M'$ se obține :
		$A = 2\ R_{ex} + C - R_d$ [m] (2.27)
	Extragerea mecanică cu excavatoare tip lopată-mecanică :	$B = R_{ex} + R_d + C_1 + S + A$ [m] (2.28)
	— Transport pe cale ferată	$M = R_{ex} + R_d - C$ [m] (2.29)
Roci de tărie mică sau medie		$A = (1 - 1,5)\ R_{ex}$ [m] (2.30)
	— Transport auto	$B_1 = S + E + 2R + F + A$ [m] (2.31)
		$B_2 = S + E + 2R + F + A$ [m] (2.32)
		La o schemă continuă de transport în sens unic — încărcare din două fronturi
		$B_3 = S + E + G + 0,7 + F + A$ [m]

Tabelul XX.11 (continuare)

4	5
R_{ex} — raza de excavare a utilajului, m ; R_d — raza de descărcare a utilajului, m ; M' — lățimea unui front de lucru m ; φ — unghiul de rotire a excavatorului spre spațiul exploatat.	
$E = \frac{G}{2} + 1,5$ [m] — distanța de la axa drumului de transport pînă la prisma de alunecare ; G — lățimea de gabarit a vasului de transport, m ; R — raza de întoarcere a autovehiculului pentru condiții normale de exploatare ; $R = 1,2\ R_{min}$ [m] R_{min} — raza minimă de curbură ; $F = \frac{G}{2} + 1$ [m] — distanța de la bordura inferioară a treptei la axa drumului de transport ; 0,7 m — spațiul de siguranță între mașini.	

1	2	3
Roci de tărie mică sau medie	Extragerea mecanică cu excavatoare tip draglină 	$B = A + S + D + N$ [m] (2.33) $A = R_{ex}(\sin\omega + \sin\omega_1)$ [m] (2.34) unde : $\omega = 30-45°$; $\omega_1 = 0-5°$ pentru $\omega_1 = 0°$ $A = R_{ex} \cdot \sin\omega$ [m] (2.35)
	Extragerea mecanică cu excavatoare cu rotor și cupe tăietoare. 	$B = A + N + D + S$ [m] $A = R_{es} \cdot \sin\varphi_i + R_{es} \cdot \sin\varphi_e$ (2.36) $- h \operatorname{ctg} \alpha_t$ [m] Pentru $\varphi_i = 90°$ și $\varphi_e = 50°$ rezultă : $A_{max} = 1{,}77\ R_{es} - h \operatorname{ctg} \alpha_t$ [m] (2.37)

Tabelul XX.11 (continuare)

4	5
S — lățimea prismei de alunecare a treptei în extragere ; D — lățimea bermei necesară amenajării căilor de transport ; N — lățimea de siguranță lăsată sub piciorul taluzului treptei.	Parametrul D depinde de sistemul de transport și felul utilajului de transport utilizat și se calculează pentru fiecare caz în parte, în funcție de dimensiunile maxime de gabarit ale utilajului ales. În practică pot fi acceptate și folosite următoarele dimensiuni orientative : transport pe cale ferată normală simplă : 5,0—6,0 m ; transport pe cale ferată normală dublă : 9,0—10,0 m ; transport auto, într-o singură direcție 7,0 m ; transport auto, în două direcții : 12,0 m ; transport continuu cu bandă de cauciuc : 3,5—4,0 m.
S se referă la treapta inferioară, iar N la treapta în lucru ; R_{es} — raza de excavare la tăierea părții superioare a treptei, m ; β_i, β_e — unghiul de înclinare al brațului port-rotor față de orizontală la extragerea primului și ultimului șpan ; α_t — unghiul de înclinare al taluzului treptei ; φ_i ; φ_e — unghiul de rotire a brațului port-rotor spre interiorul și respectiv spre exteriorul masivului. În bazinul Rovinari se lucrează cu rezultate foarte bune, recurgînd la următoarele valori maxime ale unghiurilor de rotire : $\varphi_i \leqslant 70°$ și $\varphi_e \leqslant 30°$.	Pe baza studiilor de mecanica pămînturilor și a observațiilor sistematice efectuate asupra comportării în timp a taluzelor și fronturilor de lucru în ansamblu s-au fixat, în funcție de înălțimea treptelor unde lucrează excavatoare cu rotor, valori ale unghiurilor de taluz, după cum urmează : $h \leqslant 10$ m $\quad \alpha_t \leqslant 65°$; $h = 10-20$ m $\quad \alpha_t \leqslant 60°$; $h \leqslant 20$ $\quad \alpha_t = 55°$;

minime necesare pentru protecția și circulația muncitorilor și utilajelor, de înălțimea treptelor de extragere și de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor sau substanțelor minerale utile ce se extrag.

Tabelul XX.12

Coeficienții de afînare a celor mai frecvente roci întîlnite în exploatarea la zi

Denumirea rocilor	Coeficientul de afînare, k
Nisip, nisip prăfos	1,10—1,20
Pămînt vegetal	1,20—1,30
Argilă grasă, pietriș cu elemente mari, argilă prăfoasă (lut)	1,24—1,30
Marne moi	1,33—1,37
Șisturi argiloase și roci stîncoase relativ moi	1,35—1,45
Roci stîncoase de tărie medie	1,40—1,60
Roci stîncoase tari și foarte tari	1,45—1,80

3. LIMITELE RAȚIONALE ALE EXPLOATĂRII LA ZI

Alegerea între exploatarea la zi și cea subterană a unui zăcămînt de substanță minerală utilă reclamă efectuarea în prealabil a unui studiu economic comparativ, cu excepția cazurilor perfect evidente pentru unul din tipurile de exploatare.

Determinarea limitelor raționale ale unei cariere și în primul rînd a adîncimii maxime economice a acesteia este o problemă deosebit de importantă și trebuie rezolvată înaintea începerii exploatării.

La determinarea limitelor carierelor și la alegerea modului de lucru în exploatările la zi se iau în considerare mai mulți factori de influență dintre care menționăm: forma și caracteristicile geometrice ale corpului de substanță minerală utilă; așezarea zăcămîntului față de rocile înconjurătoare; proprietățile fizico-mecanice ale substanței minerale utile și rocilor înconjurătoare; tectonica zăcămîntului și a rocilor înconjurătoare; cantitatea substanței minerale utile, pierderile de exploatare și diluția în timpul exploatării; dinamica producției și termenul de ajungere la producția planificată; posibilitățile de haldare a sterilului extras din carieră — din acest punct de vedere interesează în mod deosebit distanța de transport și cota la care va fi realizată halda, față de cota carierei; condițiile hidrogeologice, climaterice și de siguranță ale exploatării; mijloacele tehnice posibile a fi aplicate în cadrul lucrărilor miniere la zi etc.

3.1. COEFICIENȚI SAU RAPOARTE DE DESCOPERTĂ

Principalul indicator, determinant în aprecierea eficacității economice a lucrărilor miniere, la zi este *raportul* sau *coeficientul de descoperită*. În general prin coeficient de descopertă se înțelege valoarea volumului de rocă sterilă necesară de extras și îndepărtat pentru fiecare unitate de substanță minerală utilă.

În practica exploatării zăcămintelor de cărbuni s-a generalizat exprimarea coeficientului de descopertă în m^3/t — numindu-se *coeficient gravimetric* — , iar la exploatarea zăcămintelor de minereuri în m^3 steril/m^3 minereu (m^3/m^3) — numindu-se *coeficient volumetric*.

În funcție de rezerva la care se raportează volumul de steril necesar extras și îndepărtat se calculează *coeficientul geologic de descopertă* și *coeficientul industrial de descopertă*.

Coeficientul geologic de descopertă se notează cu K și reprezintă raportul volumului total de roci sterile necesar de îndepărtat la volumul geologic (de bilanț) al substanței minerale utile, în limitele corespunzătoare perimetrului de exploatare la zi.

Coeficientul geologic de descopertă (fig. XX.14, *a* și XX.14. *b*) poate fi definit prin unul din raportarele:

$$K = \frac{B}{A} \ [m^3/m^3] \quad \text{sau} \quad K = \frac{B}{A \cdot \gamma} \ [m^3/t] \tag{3.1}$$

Cînd referirea se face la un orizont din exploatarea la zi, expresiile coeficientului geologic de descopertă apar sub formele:

$$K = \frac{\Delta B}{\Delta A} \ [m^3/m^3] \quad \text{sau} \quad K = \frac{\Delta B}{\Delta A \cdot \gamma} \ [m^3/t] \tag{3.2}$$

unde: B, ΔB este volumul rocilor sterile necesare de îndepărtat, m^3;
A, ΔA — rezerva de substanță minerală utilă, m^3;
γ — greutatea volumetrică a substanței minerale utile, t/m^3.

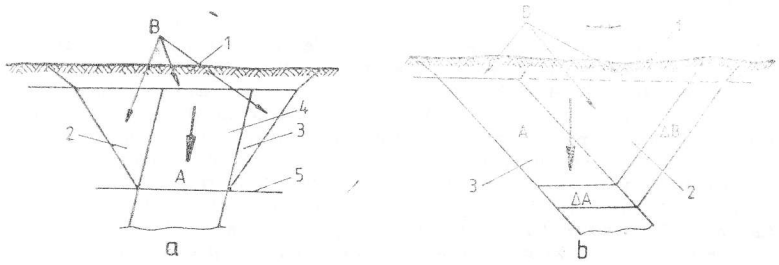


Fig. XX.14. Profil transversal printr-un zăcămînt de înclinare mare (*a*) și printr-un zăcămînt de înclinare medie (*b*):
1 — aluviuni; *2* — acoperișul zăcămîntului; *3* — culcușul zăcămîntului; *4* — substanță minerală utilă; *5* — limita de exploatare la zi.

În cazul zăcămintelor uşor înclinate sau orizontale (fig. XX.15) se utilizează noţiunea de *coeficient geologic liniar de descopertă* care reprezintă raportul liniar dintre grosimea verticală (h) a rocilor acoperitoare şi grosimea verticală a utilului (m).

$$K = \frac{h}{m} \ [m^3/m^3] \quad \text{sau} \quad K = \frac{h}{m \cdot \gamma} \ [m^3/t] \tag{3.3}$$

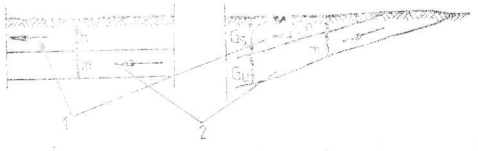


Fig. XX.15. Profile transversale prin zăcămînt orizontal şi de înclinare mică:
1 — formaţiuni acoperitoare; *2* — substanţă minerală utilă.

Pentru întregul cîmp minier, în cazul acestor zăcăminte, coeficientul geologic de descopertă este dat de relaţiile:

$$K = \frac{B}{A} = \frac{h_{med}}{m_{med}} \ [m^3/m^3] \quad \text{sau} \quad K = \frac{B}{A \cdot \gamma_v} = \frac{h_{med}}{m_{med} \cdot \gamma_v} \ [m^3/t] \tag{3.4}$$

în care:

$$B = h_{med} \cdot S \ [m^3] \quad \text{şi} \quad A = m_{med} \cdot S \ [m^3],$$

unde: h_{med} este grosimea medie a rocilor acoperitoare, m;
m_{med} — grosimea medie a corpului de substanţă minerală utilă, m;
S — suprafaţa cîmpului minier fără a lua în considerare înclinarea taluzelor generale ale exploatării la zi m^2.

Coeficientul industrial de descopertă se notează cu K_1 şi reprezintă raportul volumului de rocă sterilă excavată şi îndepărtată la fiecare unitate de substanţă minerală utilă extrasă din carieră.

În general, roca sterilă rezultă în exploatările la zi din înlăturarea formaţiunilor acoperitoare, lărgirea pereţilor şi extragerea intercalaţiilor sterile incluse în grosimea substanţei minerale utile, sub formă de strate intermediare, intercalaţii propriu-zise, lentile etc.

În practica exploatărilor la zi coeficientul industrial de descopertă se calculează: în medie pe zăcămînt (pe carieră sau sector) numit *coeficient mediu de descopertă;* pe orizont sau treaptă de extragere, numit *coeficient pe orizont;* pentru o anumită perioadă de activitate în carieră — *numit coeficient curent de descopertă;* la limita adîncimii de exploatare la zi — *numit coeficient limită sau raţional din punct de vedere economic.*

Coeficientul mediu de descopertă (K_1) reprezintă raportul dintre volumul B a rocilor şi rezerva A_1 de substanţă minerală utilă din întregul cîmp de exploatare la zi sau din unul din sectoarele acestuia.

$$K_1 = \frac{B}{A_1} \ [m^3/m^3] \quad \text{sau} \quad K_1 = \frac{B}{\gamma_v \cdot A_1} \ [m^3/t] \tag{3.5}$$

În acest caz prin rezerva A_1 se înţelege rezerva de substanţă minerală utilă extrasă efectiv şi care este mai mică decît rezerva totală de bilanţ A, datorită pierderilor de exploatare.

$A_1 = \eta \cdot A$, unde $\eta = 0{,}95-0{,}97$ — este coeficientul de extragere prin lucrări la zi.

Cunoscînd că: $K_1 = \frac{B}{A_1}$; $K = \frac{B}{A}$ şi că $A_1 = \eta \cdot A$, rezultă:

$$K_1 = \frac{B}{\eta A} = \frac{K}{\eta}, \quad \text{sau} \quad K = \eta \cdot K_1 \tag{3.6}$$

Coeficientul de descopertă pe orizont sau treaptă de extragere (K_{10}) este raportul între suma volumelor rocilor sterile din orizontul respectiv şi din cele superioare care trebuie să fie îndepărtate B şi rezerva ΔA_1 de substanţă minerală utilă de pe orizontul dat (fig. XX.16):

$$K_{10} = \frac{\Sigma \Delta B}{\Delta A_1} \ [m^3/m^3] \quad \text{sau} \quad K_{10} = \frac{\Sigma \Delta B}{\Delta A_1} \ [m^3/t] \tag{3.7}$$

Coeficientul curent de descopertă ($K_{1\ crt}$) se determină prin raportul dintre volumul rocilor sterile extrase din exploatarea la zi într-o anumită perioadă de timp şi producţia reală de substanţă minerală utilă realizată în aceeaşi perioadă de timp (lună, trimestru, an).

La exploatările la zi de cărbune, valorile maxime ale coeficientului curent de descopertă se obţin în perioada de vară, iar cele minime, în perioada de iarnă. Vara, execuţia operaţiilor de descopertare şi de haldare este mai uşoară şi mai productivă, motiv pentru care, cărbunele se descopertează pentru exploatarea curentă şi cea de iarnă. În perioada de iarnă descopertarea continuă, dar activitatea se intensifică la maximum la extragerea utilului, din cauza necesităţilor mari de cărbune în perioada rece a anului.

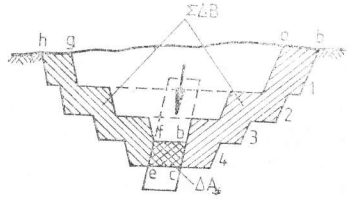


Fig. XX.16. Profil transversal printr-o carieră pentru determinarea grafică a coeficientului de descopertă pe orizont sau treaptă de extragere.

La exploatările la zi de minereuri şi roci stîncoase, variaţiile valorilor coeficientului curent de descopertă au acelaşi caracter, dar sînt mai puţin pronunţate.

La calculul valorii coeficientului de descopertă mediu, pe orizonturi şi curent, în perioada de exploatare se scad volumele lucrărilor miniere de descopertare executate la deschiderea zăcămîntului sau la pregătirea orizonturilor exploatării; din acestea fac parte lucrările de săpare a tranşeelor de deschidere şi de pregătire, care se calculează separat.

Formule corectate pentru calculul coeficientului limită

Nr. crt.	Formula	Avantaje
0	1	2
1	$K_L = \dfrac{\eta_1(P_v - a) - \eta_2(P_v - c_s)}{\eta_1 b}$ [m³/t]	Formula are două avantaje — cel *tehnic* privind pierderile și cel *economic* privind valoarea produselor luate în considerare.
2	$K_L = \dfrac{U_1 - U_2}{b}$ [m³/t]	Formula prezintă avantajul că ia în considerare atît cheltuielile de exploatare cît și cele de preparare.
3	$K_L = \dfrac{c_s - a + 0{,}01 \cdot z \cdot v}{b}$ [m³/t)]	Formula scoate în evidență valoarea substanței minerale utile pierdute în cazul exploatării în subteran și adaugă o corecție în favoarea măririi raportului de descopertă limită pentru exploatarea în carieră.
4	$(P_v - a) - \dfrac{\Delta s}{\Delta c}(P_v - c_s) \geqslant K_L \geqslant \dfrac{K + K_i + 1 - \Delta c}{\Delta c}$	Formul ține seama atît de coeficientul de extracție a rezervelor, cît și de pierderile prin diluție. Aplicarea acestei formule duce la creșterea raportului limită de descopertă cu peste 20%.
5	$K_L = \dfrac{c_s - a}{b} + q(k_{aa} + 1)$ [m³/m³]	Formula ține seama de posibilitatea de a valorifica și alte substanțe minerale utile care ar rezulta prin exploatarea în carieră.

Tabelul XX.13

rațional din puncte de vedere economic

Dezavantaje	Semnificația notațiilor
3	4
Beneficiul suplimentar al exploatării la zi față de cea în subteran apare numai la sfîrșitul exploatării. Dacă el este luat în calculul coeficientului de descopertă, cariera va lucra mult timp cu un cost mai mare decît în subteran, cheltuielile suplimentare recuperîndu-se numai în ultima perioadă a exploatării.	P_v — este prețul de vînzare; a — costul exploatării utilului în carieră; b — costul exploatării sterilului în carieră; c_s — costul exploatării utilului în subteran; η_1 și η_2 — coeficienții de extracție în carieră respectiv în subteran; U_1 — cheltuielile de producție pentru exploatare și prepararea unei tone de minereu la exploatarea prin lucrări subterane; U_2 — cheltuielile de producție pentru exploatarea și prelucrarea unei tone de minereu la exploatarea prin cariere; $z = \lambda_c - \lambda_s$ — diferența între pierderile de exploatare în carieră și în subteran; v — valoarea unei unități de substanță minerală utilă pierdută, rămasă neexploatată; $P_v - a$ și $P_v - c_s$ sînt beneficiile obținute la valorificarea produsului finit obținut din exploatarea în carieră respectiv în subteran; $D_s = \dfrac{1 - \lambda_s}{1 - \rho_s}$ și $D_c = \dfrac{1 - \lambda_c}{1 - \rho_c}$ — coeficienți de corecție pentru trecerea de la rezervele de bilanț la cele exploatabile în subteran, respectiv în carieră; λ_s și λ_c — coeficienții de pierdere în exploatarea subterană și la zi; ρ_s și ρ_c — coeficienții de diluție cantitativă (în greutate) în exploatarea subterană și la zi; K și K_i — rapoartele de descopertă geologice; cel de orizont sau treaptă de extragere și cel echivalent descopertei inițiale; q — procentul de materie primă auxiliară exploatată concomitent cu materia utilă principală;
La aplicarea formulei trebuie multă atenție deoarece sînt cazuri cînd exploatînd în subteran, cu pierderi foarte ridicate se obține un produs de calitate superioară cu o rentabilitate mult mai mare decît la exploatarea în carieră. Mergînd pe principiul unui cîștig imediat cît mai mare are ca rezultat pierderi importante de rezerve.	
Prețul cu care este luată în considerare unitatea de util pierdută este arbitrar.	
Aplicarea formulei reclamă cunoașterea unui mare număr de date asupra zăcămîntului.	
Această formulă poate fi aplicată numai în anumite cazuri particulare.	

0	1	2
6	$K_L = \frac{R_c - R_s}{R_c \cdot R_s} \cdot R_d$ [m³/t]	Formula are avantjul că nu conține unități bănești și deci nu este influențată de variația retribuțiilor oamenilor muncii.
7	$K_L = \frac{P_v - a}{b}$ [m³/t] $P_v = V - P_p$ [lei/t minereu] $V = \frac{P_c \cdot m \cdot s}{100c}$ [lei/t minereu]	Formula este foarte simplă și aplicabilă în orice condiții.
8	$K_L = \frac{P_{ad} - a}{b}$ [m³/t] $P_{ad} = P_v - \frac{I \cdot f}{A_c \left[1 - \frac{1}{(1+f)^T}\right]}$ [lei/t]	Formula este aplicabil pentru zăcămintele de substanțe minerale utile care nu se exploatează în subteran.
9	$K_L = \frac{P_c - q_e \cdot a}{q_e b}$ [m³/t]	Formula ia în considerare costul de obținere a unei Gcal (sau MWh) prin folosirea altor purtători de energie.
10	$K_L = \frac{(c_s + pI_{ss}) - (a' + c_{tu} + c_a + pI_{sc})}{b' + c_{ts} + pI_{ad}}$ [m³/t]	Formula are meritul că introduce în calcul valoarea investiției specifice.

Tabelul XX.13 (continuare)

3	4
Formula are inconvenientul că nu reflectă celelalte avantaje ale exploatării la zi față de exploatarea subterană și de aceea este considerată ca o formulă auxiliară.	l_{ad} — cantitatea admisibilă de steril pe m³ de substanță minerală utilă auxiliară, fixată pornind de la limita de rentabilitate a substanței minerale respective; R_c, R_s și R_d reprezintă randamentele care se pot obține la util în carieră, în subteran și la steril în carieră; V — valoarea unei tone de minereu extrasă; P_p — cheltuieli cu obținerea concentratului din tona de minereu în uzina de preparare; P_c — prețul de vînzare a concentratului; s — conținutul de metal util în minereul brut; m — extracția de metal c — conținutul de metal util în concentrat;
Costul extragerii în carieră nu poate deveni egal cu prețul de vînzare, deoarece ar dispare rentabilitatea și deci nu s-ar putea recupera investițiile.	P_{ad} — costul maxim admisibil planificat de extragere a substanței minerale utilie prin lucrări la zi care să asigure eficiența economică și rentabilitatea întreprinderii; T — termenul normat de recuperare a investițiilor; I — investiția specifică pentru realizarea unei cariere cu capacitatea de producție A_c;
Aplicarea formulei cere cunoașterea unui mare număr de date.	$f = 1/T$ — coeficient care asigură recuperarea investiției în termenul fixat. P_c — costul Gcal (MWh) obținut prin utilizarea altui combustibil; q_e — consumul specific de combustibil mineral pentru obținerea unei Gcal sau MWh (t/Gcal sau t/MWh);
Form ula este valabilă și aplicabilă numai pen tru zăcăminte de combustibili minerali.	I_{ss}, I_{sc}, I_{ad} — investițiile specifice pe tona de capacitate pentru exploatare subterană, pentru exploatarea utilului în carieră și pentru descopertă; $p = 0,10 - 0,14$ — coeficient normativ de eficiență a investițiilor;
Avînd în vedere complexitatea problemei investițiilor în minerit, formula nu realizează totuși rezolvarea completă a problemei investițiilir specifice. De asemenea, evidența cheltuielilor de transport și evacuarea apelor nu se face peste tot în mod individualizat.	a' și b' — cotele constante din costul utilului în carieră și al descopertei; c_{tu} și c_{ts} — costul transportului pe unitatea de util din carieră și a sterilului din descopertă; c_a — costul evacuării apei raportat la tona de util produsă în carieră.

Expresia generală a coeficientului industrial de descopertă are forma:

$$K_1 = \frac{B_x - B_c}{A_{1x} - A_{1c}} \quad [m^3/m^3] \tag{3.8}$$

unde B_x și A_{1x} reprezintă volumul de rocă sterilă și cantitatea de substanță minerală utilă realizate prin exploatarea la zi, iar B_c și A_{1c} reprezintă volumul de rocă sterilă și cantitatea de substanță minerală utilă extrasă prin executarea lucrărilor miniere de investiții.

Coeficientul limită sau rațional din punct de vedere economic (K_L) este coeficientul maxim de descopertă admisibil în cadrul unei metode concrete de exploatare la zi.

La exploatarea în carieră costul unitar al substanței minerale utile crește continuu pe măsură ce cariera se adîncește, din cauza volumului tot mai mare de steril ce trebuie îndepărtat pentru a extrage o tonă de substanță minerală utilă, în timp ce în cazul exploatării subterane costul unitar al utilului rămîne practic constant pe o perioadă mai îndelungată. Atît timp cît costul în carieră este mai mic decît al exploatării în subteran, exploatarea în carieră este economică. De aici rezultă relația:

$c_z = a - K_1 b \leqslant c_s$, din care la limită se obține:

$$K_L = \frac{c_s - a}{b} \quad [m^3/t] \text{ sau } [m^3/m^3] \tag{3.9}$$

unde: c_s este costul total al extragerii unei tone sau m^3 de substanță minerală utilă prin exploatare subterană, lei/t sau lei/m^3;

a — costul extragerii unei tone sau m^3 de substanță minerală utilă prin exploatarea la zi fără a se ține seama de cheltuielile pentru extragerea rocilor sterile, lei/t sau lei/m^3;

b — costul extragerii unui m^3 de rocă sterilă în cadrul exploatării la zi, lei/m^3.

Costurile care intră în formulă, în general, se recomandă să se ia prin asimilare pe baza rezultatelor obținute la exploatări situate în condiții asemănătoare.

Cu toate că formula (3.9) este simplă și conține costurile, care sînt indicii economici principali, sintetici, ai celor două posibilități de exploatare — ea nu poate ține seama de toate avantajele exploatării la zi față de exploatarea subterană; ca urmare, în ultimii ani au apărut o serie de relații care corectează această formulă.

Avînd în vedere importanța coeficientului de descopertă la determinarea limitelor raționale ale exploatărilor la zi precum și faptul că acesta influențează toți ceilalți parametri ai exploatării la zi, în tabelul XX. 13 sînt prezentate cîteva din formulele corectate pentru determinarea coeficientului limită rațional din punct de vedere economic.

Se subliniază faptul că toate corecțiile aduse formulei de bază duc la valori mai mari ale coeficienților limită și deci sînt în avantajul exploatării la zi în sensul extinderii acesteia.

Față de cele prezentate în tabelul XX. 13 formula clasică mai prezintă următoarele dezavantaje:

— nu cuprinde avantajele exploatărilor la zi privind productivitatea înaltă a muncii, consumul redus de materiale deficitare și securitatea muncii mai ridicată față de subteran;

— costurile din formulă nu țin seama de capacitățile de producție care se pot realiza exploatînd în carieră și în subteran. Se cunoaște că odată cu creșterea capacității de producție crește randamentul și scade investiția specifică și costul unitar.

Numeroasele corectări aduse formulei clasice de stabilire a raportului de descopertă arată că această formulă nu dă rezultate complexe și sigure din punct de vedere tehnic și economic din cauza numărului mare de factori care influențează desfășurarea procesului tehnologic minier. Formula generală are un caracter orientativ și poate fi folosită numai în perioada inițială de studiu, pentru a obține o primă orientare asupra posibilităților de exploatare a zăcămîntului în carieră. Are avantajul că este cea mai simplă.

Coeficientul de descopertă limită sau rațional din punct de vedere economic se folosește la aprecierea economică a limitei lucrărilor miniere la zi.

Valorile coeficientului rațional din punct de vedere economic K_L oscilează în limite foarte largi și depind de condițiile geologo-miniere, de calitatea și natura zăcămîntului, de importanța substanței minerale utile în circuitul economiei naționale, de metodele întrebuințate la extragerea substanței minerale utile și a rocilor sterile etc. Coeficientul de descopertă rațional din punct de vedere economic, care hotărăște rentabilitatea exploatării la zi, nu constituie o mărime constantă nici pentru același zăcămînt, valoarea acestuia crescînd odată cu progresul tehnic.

În stadiul actual de dezvoltare a tehnicii, în practica exploatării zăcămintelor de cărbuni, K_L are următoarele valori:

$K_L = 3-5$ m^3/t — pentru condiții nefavorabile de exploatare la zi; $K_L = 15-25$ m^3/t — pentru condiții favorabile de exploatare la zi.

La exploatarea zăcămintelor de minereuri K_L are valorile:

$K_L = 5-6$ m^3/m^3 — pentru descopertă formată din roci tari și foarte tari; $K_L = 10-15$ m^3/m^3 — pentru descopertă formată din roci moi și minereuri cu conținut ridicat de componenți utili.

3.2. DETERMINAREA COEFICIENȚILOR DE DESCOPERTĂ

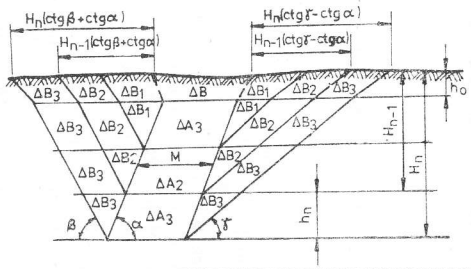
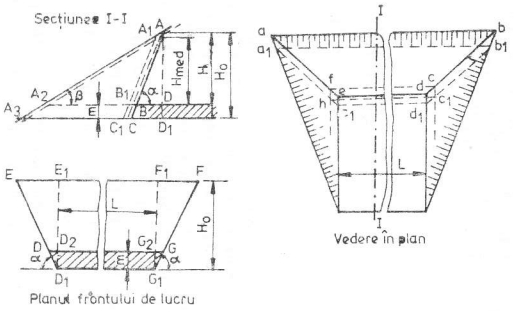
Avîndu-se în vedere importanța acestui coeficient, el trebuie determinat în modul cel mai exact posibil. Există două metode pentru stabilirea coeficientului de descopertă și anume: metoda grafică și metoda analitică.

Metoda grafică constă în efectuarea unor profile verticale, transversale prin zăcămînt și trasarea contururilor proiectate ale treptelor în exploatare (fig. XX.16). Pe baza construcțiilor grafice se determină suprafețele și se calculează apoi volumul rocilor sterile $\Sigma\Delta B$ și cantitatea de substanță minerală utilă ΔA, care prin împărțire vor da coeficientul de descopertă.

Această metodă prezintă marele dezavantaj că reclamă un număr mare de profile transversale verticale și deci un foarte mare volum de muncă.

Metoda analitică este mai simplă decît metoda grafică, dar se aplică numai la zăcăminte uniforme, fără o tectonică prea complicată și cu suprafața terenului orizontală sau uniform înclinată. Formulele analitice permit determinarea valorii coeficienților de descopertă în raport cu adîncimea dată a lucrărilor miniere. Spre a evita dificultățile în calcul, se consideră că taluzele treptelor sînt plane și că unghiurile de

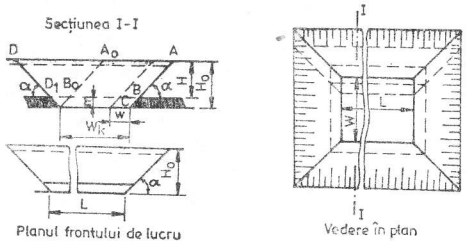
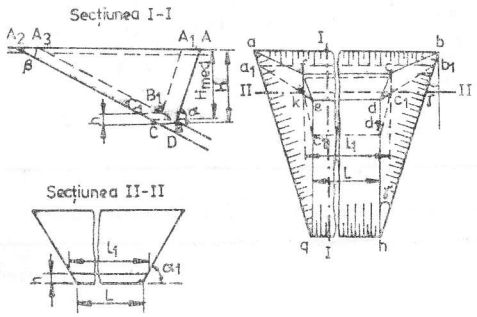
Calculul analitic al coeficienților

Nr. crt.	Tipul zăcămîntului	Coeficientul mediu de descopertă [m³/t]
1.	1 Zăcăminte stratiforme sau filoniene de înclinare mare. 	$K = \frac{0,5 \cdot H_n^2(\text{ctg}\,\gamma + \text{ctg}\,\beta)}{M \cdot \gamma_v(H_n - h_0)} + \frac{h_0}{\gamma_v(H_n - h_0)}$
2.	2 Zăcăminte orizontale care afloreză pe versantul terenului. 	$K = \frac{H_x(0,5\,L\,\text{tg}\alpha + m) + 0,33\,H_x^2}{(L\,\text{tg}\,\alpha + m) \cdot m \cdot \gamma_v}$

Tabelul XX.14

de descoperta

Nr. crt.	Coeficientul de descopertă pe treaptă sau fișie de extragere [m³/t]	Semnificațiile notațiilor
1.	$K_0 = \left[H_n - \frac{h_n}{2} \right] \frac{\text{ctg}\,\gamma + \text{ctg}\,\beta}{M\gamma_v} + \frac{h_0}{\gamma_v(H_n - h_0)}$	H_n este adîncimea ultimei trepte luate în considerare; h_n — înălțimea treptei luate în considerare; h_0 — grosimea formațiunilor aluvionare; β — unghiul de înclinare a taluzului general în acoperișul zăcămîntului; γ — unghiul de înclinare a taluzului general din culcușul zăcămîntului; M — grosimea orizontală a zăcămîntului; γ_v — densitatea substanței minerale utile.
2.	$K_0 = \frac{H_{med}}{m \cdot \gamma_v} \left(1 + \frac{H_{med} + m}{L \cdot \text{tg}\,\alpha + m} \right)$	L este lungimea frontului de lucru în stratul de substanță minerală utilă; m — grosimea stratului de substanță minerală utilă; α — unghiul de înclinare a frontului de lucru; H_x — grosimea descopertei pentru situația calculării coeficientului; H_{med} — grosimea medie a descopertei de deasupra frontului de lucru; γ_v — densitatea substanței minerale utile.

Nr. crt.	Tipul zăcământului	Coeficientul mediu de descopertă [m³/t]
	3 Zăcăminte orizontale care nu afloreză.	
3.		$K = \frac{H}{m \cdot \gamma_v}\left[\frac{W_k \cdot L \cdot \operatorname{tg}\alpha + (H+2m)\left(W_k + L + \frac{H+2m}{\operatorname{tg}\alpha}\right)}{W_k \cdot L \cdot \operatorname{tg}\alpha + m(W_k + L)}\right]$
	4 Zăcăminte de înclinare mică și medie	
4.		$K = \frac{\frac{K_2 \sin\beta \cdot H_K^2}{2m}\left(1 + \frac{2H_K}{3L \operatorname{tg}\alpha}\right) + m_H\left(1 - \frac{m \cdot H \sin\beta}{2K_1 m}\right)}{\gamma(H_K - m_H)}$

Tabelul XX.14 (continuare)

de descoperta

Nr. crt.	Coeficientul de scopertă pe treaptă sau fișie de extragere [m³/t]	Semnificațiile notațiilor
3.	$K_\theta = \frac{H}{m \cdot \gamma}\left(1 + \frac{H_{med} + m}{L \cdot \operatorname{tg}\alpha + m}\right)$	H este grosimea descopertei; m — grosimea zăcământului; L — lungimea frontului de lucru; α — unghiul de taluz; W_k — lățimea spațiului exploatat; γ_v — densitatea substanței minerale utile.
4.	$K_\theta = \frac{K_2 \sin\beta \, H_{med}}{m \cdot \gamma_v}\left(1 + \frac{H_{med}}{L \cdot \operatorname{tg}\alpha_1}\right)$	H_K este adîncimea variabilă de la suprafață a frontului de lucru; α_1 — unghiul de înclinare a pereților laterali ai frontului de lucru; β — unghiul de înclinare a zăcământului; m_H — grosimea formațiunilor acoperitoare sau a porțiunii de zăcământ degradată; H_{med} — adîncimea medie a frontului de lucru; γ_v — densitatea substanței minerale utile. $K_i = \frac{\operatorname{tg}\beta + \operatorname{tg}\alpha}{\operatorname{tg}\beta \cdot \operatorname{tg}\alpha}$

taluz au valori exacte și constante pentru aceeași treaptă. Eroarea comisă datorită acestor aproximații nu are prea mare importanță, dat fiind volumele mari de roci sterile excavate și evacuate.

Formulele care sînt date în tabelul XX.14 iau în considerare rezervele geologice ale zăcămîntului; este suficient însă să se împartă rezultatele obținute la coeficientul de extragere al rezervelor pentru a afla coeficienții industriali de descopertă.

3.3. DETERMINAREA LIMITELOR OPTIME ALE EXPLOATĂRILOR LA ZI

Metodele principale de analiză tehnico-economică care permit evaluarea limitelor raționale de exploatare la zi a unor zăcăminte de substanțe minerale utile sînt: metoda variantelor, metoda analitică, metoda grafică, metoda grafo-analitică și metode ale cercetării operaționale.

Metoda variantelor. Constă din analiza unui număr de variante tehnice, tehnologice și economice posibile de aplicat, în condițiile zăcămîntului dat, și din alegerea aceleia a cărei indici tehnico-economici obținuți pe bază de calcule sînt mai buni. Ordinea de rezolvare a problemei este următoarea: pornind de la condițiile problemei se admit variante posibile de rezolvare; se alege criteriul economic pentru aprecierea și compararea variantelor; se face calculul variantelor pe baza căruia se determină mărimea indicelui sau a complexului de indici admiși drept criteriu economic; se face aprecierea cantitativă și calitativă a variantelor și, prin comparație, se alege varianta optimă pentru condițiile zăcămîntului luat în studiu.

Metoda prezintă următoarele avantaje: aplicarea în orice condiții de zăcămînt, grad mare de precizie în rezolvarea problemei și claritatea rezultatelor obținute.

Ca dezavantaje se menționează: volum mare de calcule și dificultatea stabilirii gradului de influență a diferiților factori asupra rezultatelor finale. Folosirea calculatoarelor electronice elimină principalul neajuns legat de volumul mare de calcul.

Metoda analitică. La aplicarea acestei metode se face o analiză tehnico-economică a diferiților parametri și se stabilește o relație de calcul pentru adîncimea de exploatare la zi în cazul zăcămintelor de înclinare mare sau pentru grosimea copertei în cazul zăcămintelor orizontale sau de înclinare mică. În condițiile concrete pentru un anumit zăcămînt, prin înlocuirea în formulă a valorilor cifrice inițiale, se determină mărimea căutată.

Ordinea de rezolvare a problemei este următoarea: prin analiza tehnico-economică se stabilește dependența funcțională între mărimea căutată x și un criteriu economic oarecare S, admițînd continuitatea funcției $S = f(x)$. Valoarea optimă a mărimii căutate x trebuie să corespundă unei valori extreme a lui S, de exemplu cheltuieli minime sau beneficii maxime. În exploatarea la zi se merge de obicei pe beneficiu maxim și deci rezolvarea problemei se reduce la găsirea maximului funcției, lucru realizabil prin efectuarea derivatei I-ii a funcției și egalarea acesteia cu zero.

Continuitatea funcției se verifică făcînd derivata a II-a și dacă ea nu este egală cu zero, atunci funcția este continuă și deci are valoare extremală.

Metoda analitică se folosește pe scară largă la determinarea limitelor raționale ale carierelor. Relațiile finale de calcul obținute pe baza acestei metode, pentru diferite tipuri de zăcăminte, sînt redate în tabelul XX.15.

Metoda prezintă ca avantaj volum mic de muncă, rapiditatea rezolvării problemelor în cazul existenței formulelor și aplicarea clară a dependențelor funcționale, ce permit a se stabili forma și gradul de influență a unuia sau altuia dintre factori.

Dintre dezavantaje se menționează: aprecierea calitativă dificilă a rezultatelor prin neluarea în considerare a altor variante posibile de aplicat; soluțiile au un anumit grad de aproximare ca urmare a simplificării condițiilor geologo-miniere și tehnico-economice complicate. Date fiind aceste dezavantaje, în practică se recomandă stabilirea adîncimii limită prin metoda analitică, în fază inițială, și apoi definitivarea ei prin alte metode mai precise cum ar fi metoda variantelor sau metoda grafo-analitică.

Metoda grafică. Metoda permite obținerea de soluții cifrice pentru diferite probleme prin construcții grafice. Principalul avantaj al metodelor grafice constă în simplitatea și claritatea soluțiilor.

Cele mai răspîndite metode grafice sînt acelea care se bazează pe comparația între valoarea coeficientului limită rațional din punct de vedere economic (K_L) și valoarea coeficientului de descopertă pe contur sau orizont de extragere (K_{1o}) sau a coeficientului curent de descopertă (K_{1crt}) (tabelul XX.16).

Metoda grafo-analitică. Metoda întrunește avantajele metodelor grafice și analitice, și anume simplitatea și claritatea soluțiilor prin intermediul construcțiilor grafice și posibilitatea analizei matematice a legității interlegăturilor dintre factorii determinanți.

Metoda grafo-analitică a analizei geometriei carierei constă în primul rînd în determinarea grafică a volumelor de descoperetă și de util.

Calculele se conduc tabelar, în sensul că se determină coeficientul de descopertă pe secțiuni și apoi pe întreaga extindere a zăcămîntului.

Calculele se pot conduce fie în varianta coeficientului de descopertă pe orizonturi, fie în aceea a coeficientului de descopertă mediu. Cei mai mulți dintre cercetători, optează pentru varianta a doua de lucru, acceptînd coeficientul de descopertă mediu care duce la adîncimi mai mari ale carierelor, aceasta avînd în vedere multiplele avantaje pe care le prezintă exploatarea la zi față de exploatarea subterană.

În continuare se face calculul analitic al variației costurilor de exploatare la zi în funcție de adîncimea de extragere și apoi ținînd seama de valoarea coeficientului de descopertă se stabilește orizontul pentru care mai este respectată condiția $c_{zi} \leqslant c_s$ sau $c_{zi} \leqslant P_{ad}$.

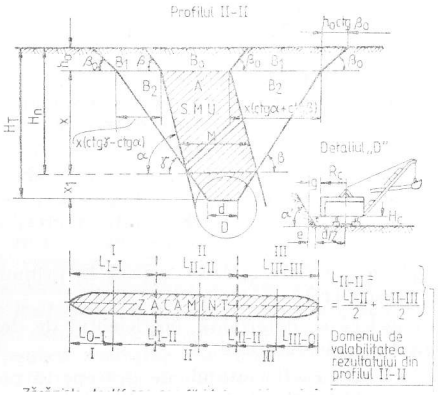
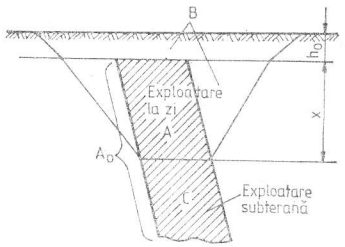
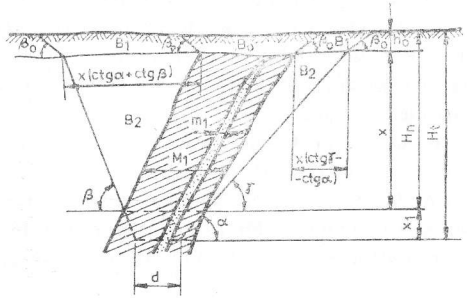
Numărul secțiunilor transversale executate prin zăcămînt care se iau în considerare depinde de forma zăcămîntului, de caracteristicile lui geometrice și de precizia dorită în calcule. Metoda prezintă avantajul că scoate în evidență variația costurilor de extragere în funcție de adîncimea de exploatare, dar are dezavantajul unui volum mare de muncă pentru care este necesar a se apela la metodele matematice moderne de calcul, care să utilizeze calculatoarele electronice.

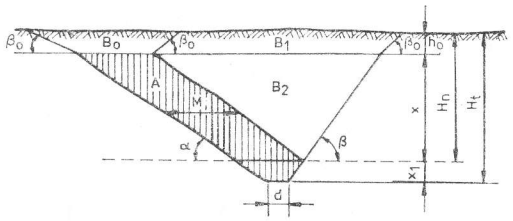
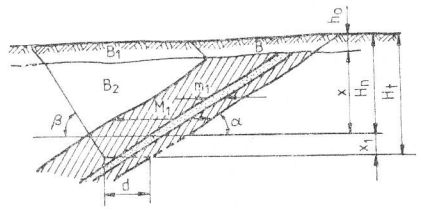
Metodele programării matematice. Dintre metodele programării matematice o utilizare mai largă o au programarea liniară, neliniară și dinamică.

Programarea liniară se aplică în acele cazuri în care funcția obiectiv și restricțiile asupra variabilelor sînt liniare sau se pot liniariza. Metoda constă în maximizarea sau minimizarea funcției obiectiv în condițiile satisfacerii unui sistem de inegalități impuse de restricțiile problemei.

Tabelul XX.15

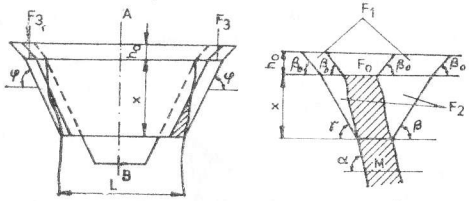
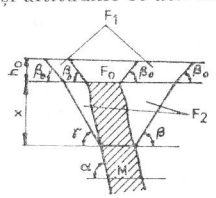
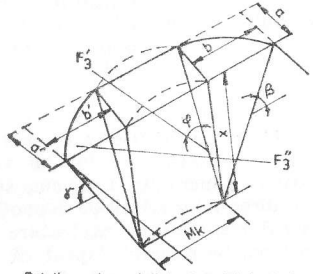
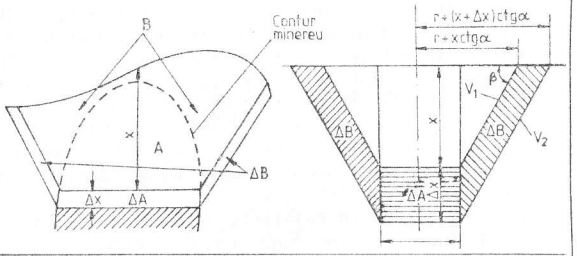
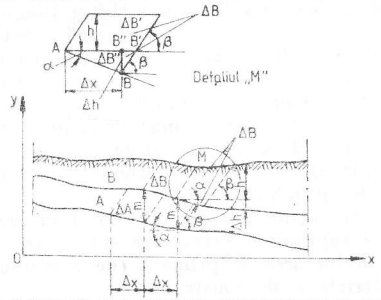
Determinarea analitică a limitelor raționale ale carierelor

Nr. crt.	Tipul zăcămîntului	Relații de calcul	Semnificația notațiilor	Observații
0	1	2	3	4
1.	Zăcămintele stratiforme sau filoniene omogene de înclinare mare. 	$X = K_L \dfrac{\eta \cdot M}{\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\gamma} - h_0 \dfrac{b'}{b}$ [m] în care : $K_L = \dfrac{c_s - a}{b}$ [m³/t] sau $K_L = \dfrac{c_{a\hat{d}} - a}{b}$ [m³/t] dacă $b = b'$: $H_n = K_L \dfrac{\eta M}{\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\gamma}$ [m] $H_t = H_n + X_1$ [m] unde : $X_1 = \dfrac{M - d}{\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\gamma}$ [m] Ținînd seama că : $K_L \cdot \eta = K$ $H_t = \dfrac{(1 + K)M - d}{\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\gamma}$ [m] unde : $d = 2(R_c + g - H_c \cdot \operatorname{ctg}\alpha')$ [m]	M este grosimea orizontală a zăcămîntului, m ; h_0 — grosimea aluviunilor, m ; β și γ — unghiurile medii de taluz ale carierei în situația adîncimii limită, grade ; d — lățimea vetrei carierei, în faza finală de exploatare, m ; c_s, $c_{a\hat{d}}$ — costul extragerii unei tone de util prin lucrări miniere subterane, sau costul admisibil maxim planificat, lei/t ; a — costul extragerii la zi a unei tone de util, fără a lua în considerare lucrările de debleiere, lei/t ; b — costul debleierii unui m³ de roci sterile, lei/m³ ; b' — costul debleierii unui m³ de roci aluvionare, lei/m³ ; η — coeficient de extragere ; K_L — raport limită de descopertă, m³/t ; K — raport geologic de descopertă, m³/t ; R_c — raza de rotire a combinei excavatorului, m ; H_c — înălțimea părții inferioare a cabinei excavatorului, m ; g — distanța dintre partea dinapoi a excavatorului și taluzul treptei ; α' — unghiul de taluz al treptei, grade ; M_1 — grosimea orizontală a minarizației, m ; m_1 — grosimea intercalației sterile, m.	 La exploatarea zăcămîntului prin lucrări la zi și subterane se caută să se stabilească o adîncime x a lucrărilor la zi, astfel ca exploatarea zăcămîntului prin ambele sisteme (tipuri de exploatare) să fie cea mai economică posibilă. Aceasta înseamnă că diferența între costul total al exploatării rezervei A prin lucrări subterane (C_s) și costul total al exploatării aceleiași rezerve prin lucrări la zi (C_z) trebuie să fie maximă. Costul extragerii rezervei A va fi : — la exploatarea subterană : $C_s = \eta \cdot A \cdot c_s$ — la exploatarea la zi : $C_z = \eta \cdot Aa + Bb$ Condiția aplicării exploatării la zi va fi atunci cînd $C_s > C_z$. Ecuația economicității apare sub forma : $S = C_s - C_z = \eta \cdot A \cdot c_s - \eta \cdot Aa - Bb = \eta \cdot A(c_s - a) - Bb$ Se introduc în ecuația economicității valorile analitice pentru A și B determinate pe baza profilelor transversale verticale executate pe teren. Costurile care intervin în formulă se iau prin asimilare de la exploatări la zi și subterane care exploatează zăcăminte similare în condiții asemănătoare, sau se stabilesc prin proiectare. Principalul neajuns al metodei constă în faptul că costurile sînt considerate constante pe toată durata exploatării. Dacă c_s variază foarte puțin cu adîncimea exploatării subterane, a și b au variații destul de accentuate cu adîncimea de extragere. Pentru stabilirea lor mai corectă se recomandă să se cunoască : amplasarea haldelor, metoda de exploatare, coeficientul de descopertare, sistemul de transport, distanțele de transport etc. De obicei problema se rezolvă din aproape în aproape, cu ajutorul datelor cunoscute inițial și a celor rezultate prin calcule aproximativ succesive. La exploatarea zăcămintelor cu înclinare mare și foarte mare, cînd condițiile de zăcămînt impun lărgirea acope-
2.	Zăcămintele stratiforme sau filoniene neomogene de înclinare mare. 	$X = K_L \dfrac{\eta \cdot M_1 - m_1}{\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\gamma} - h_0 \dfrac{b'}{b}$ [m] pentru $b = b'$ $H_n = K_L \dfrac{\eta \cdot M_1 - m_1}{\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\gamma}$ [m] $H_t = H_n + X_1$ [m] unde : $X_1 = \dfrac{M_1 - d}{\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\gamma}$ [m] $H_t = \dfrac{(1 + K)M_1 - m_1 - d}{\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\gamma}$ [m]		

0	1	2
3.	Zăcăminte stratiforme sau filoniene de înclinare medie.  	$X = K_L \dfrac{\eta \cdot M}{\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta} - h_0 \dfrac{b'}{b}$ [m] pentru $b = b'$: $H_n = K_L \dfrac{\eta \cdot M}{\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta}$ [m] $H_t = H_n + X_1$ [m] unde : $X_1 = \dfrac{M - d}{\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta}$ [m] $H_t = \dfrac{(1 + K)\, M - d}{\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta}$ [m]
4.	Zăcăminte stratiforme sau filoniene de înclinare medie neomogene.  	$X = K_L \dfrac{\eta \cdot M_1 - m_1}{\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta} - h_0 \dfrac{b'}{b}$ [m] pentru $b = b'$. $H_n = K_L \dfrac{\eta \cdot M_1 - m_1}{\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta}$ [m] $H_t = \dfrac{(1+K) \cdot M_1 - m_1 - d}{\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta}$ [m]

Tabelul XX.15 (continuare)

3	4
	rișului și culcușului, dimensiunile exploatării la zi, transversal pe direcție, se determină față de adîncime și proprietățile fizico-mecanice ale rocilor înconjurătoare și deci analiza tehnico-economică se referă direct la adîncimea exploatării la zi. La exploatarea zăcămintelor orizontale sau de înclinare mică, adică atunci cînd condițiile de zăcămînt nu impun lărgirea culcușului, limitele exploatării la zi se stabilesc după conturul celei mai mari grosimi a stratului de dezvelire, care limitează și dimensiunile exploatării la zi transversal pe direcție. Lungimea frontului de lucru al carierelor sau lungimea eficientă din punct de vedere economic a acestora, în cazul zăcămintelor ce se extind pe suprafețe mari, se determină funcție de capacitatea de producție stabilită, grosimea zăcămîntului, viteza de avans a fronturilor de lucru etc. Problema se rezolvă analitic prin stabilirea unor relații de dependență între costuri, numărul treptelor de exploatare simultană și lungimea carierei. Se remarcă faptul că în practică, lungimea carierelor este în majoritatea cazurilor limitată de factori naturali și geologo-minieri, deranjamente tectonice, cursuri de ape, căi de comunicație, construcții industriale etc. De exemplu, în bazinul Rovinari-Oltenia perimetrarea cîmpurilor miniere s-a făcut în funcție de hotarele naturale existente marcate prin falii și riuri, raportul mediu de descopertă pe carieră de pînă la 10 : 1 (m^3/t), morfologia terenului, condiții hidrogeologice și puterea economică a zăcămîntului ; Adîncimea și extinderea lucrărilor la zi pot fi luate mai mari decît cele determinate prin calcule tehnico-economice dacă : — rezervele de substanță minerală utilă amplasate sub limita de exploatare la zi determinată sînt relativ mici și din această cauză construirea unei mine pentru exploatarea lor subterană este nerațională ; — zăcămîntul se caracterizează printr-o structură foarte complicată și o distribuție neuniformă a tipurilor și sorturilor de substanțe minerale utile, ceea ce poate adeseori să conducă, în condițiile exploatării subterane, la pierderi mari de componenți utili ; — zăcămîntul (de obicei de cărbune sau minereuri complexe) este foarte periculos din punct de vedere al autoaprinderii ; — condițiile de exploatare la zi creează posibilități să se suprapună extragerea substanței minerale utile cu prelucrarea ei primară (de exemplu în industria materialelor de construcții).

0	1	2
5.	Zăcămintele cu lungime mică și altitudine relativ mare.    Detaliu pentru calculul volumului de steril din pereții frontali ai carierei	$X = \frac{-C_3 \pm \sqrt{C_3^2 + 3C_2 \cdot C_1}}{3C_2}$ [m] $C_1 = \eta \cdot M_m L(c_s - a) -$ $- b \cdot h_0 \cdot L(\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\gamma) -$ $- 2 M_k \cdot h_0 \cdot b \cdot \operatorname{ctg}\varphi$ $C_2 = \frac{\pi}{6}(\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\gamma)\operatorname{ctg}\varphi \cdot b$ $C_3 = 0{,}5 \cdot L \cdot b(\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\gamma) +$ $+ M_k \cdot \operatorname{ctg}\varphi \cdot b +$ $+ 0{,}5\,\pi h_0 \cdot b(\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\gamma)\operatorname{ctg}\varphi$
6.	Zăcămintele sub formă de stock sau neck. 	$X = \left(\sqrt{\frac{\eta \cdot (c_s - a) + b}{b}} - 1\right) r \cdot$ $\cdot \operatorname{tg}\beta$ [m]
7.	Zăcăminte stratiforme de înclinare mică. 	$h = \frac{\eta \cdot m(c_s - a)}{b\left(1 + \frac{\operatorname{tg}\alpha}{\operatorname{tg}\beta}\right)}$ [m] pentru $\alpha = 0$ $h = \frac{c_s - a}{b} \cdot \eta \cdot m$ [m] notînd $\frac{c_s - a}{b} = K_L$ rezultă $h = K_L \cdot \eta \cdot m$ [m]

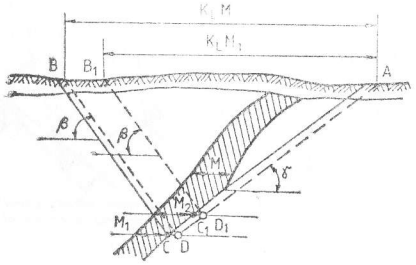
Tabelul XX.15 (continuare)

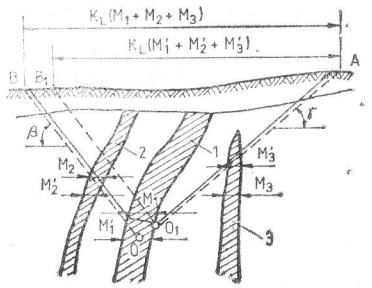
3	5
c_s, a, b, η, β, γ, h_0 au aceeași semnificație; M_m — grosimea medie orizontală a zăcămîntului, m; M_k — lățimea vetrei carierei, m; L — lungimea vetrei carierei, m; φ — unghiul general de taluz al peretelui frontal, grade.	La zăcămintele cu extindere redusă pe direcție, trebuie să se ia în considerare și volumul de staril extras din pereții frontali ai carierei. În relația lui x are importanță practică numai rădăcina reală.
c_s, a și b au aceeași semnificație; r — raza aproximativă în secțiune orizontală a zăcămîntului, m; β — unghiul de taluz al marginii carierei, grade.	S-a acceptat că: — suprafața reliefului este plană; — corpul de minereu are forma unui cilindru circular drept de rază r; — conturul carierei este un con circular care intersectează corpul de minereu la adîncimea x de la suprafață.
Semnificația notațiilor cunoscute este aceeași; α este unghiul de înclinare al zăcămîntului, grade; β — unghiul de taluz al carierei, grade; m — grosimea verticală a zăcămîntului, m.	Raportul: $\eta/1 + \operatorname{tg}\alpha/\operatorname{tg}\beta$ se numește *factor de transformare a raportului industrial de descopertă în raport geologic de descopertă*. Valoarea acestuia în funcție de α și β variază după cum urmează:

	0	5	5	5	10	10	10
	0—90°	40°	50°	60°	40°	50°	60°
$1 + \frac{\operatorname{tg}\alpha}{\operatorname{tg}\beta}$	1,0	0,89	0,98	0,95	0,83	0,87	0,91

Determinarea grafică a limitelor

Nr. crt.	Tipul zăcămîntului și construcția grafică
0	1
1	Metoda grafică bazată pe comparația între coeficientul limită și coeficientul de descopertă pe contur

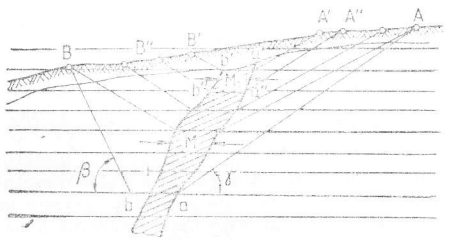




Tabelul XX.16

raționale ale carierelor

Modul de realizare a construcției grafice
2
Construcțiile grafice și determinarea adîncimii limită după această metodă se face pe profile verticale transversale executate prin zăcămînt, procedîndu-se în modul următor: la o adîncime orientativă pe profilul studiat se măsoară grosimea orizontală M a zăcămîntului, apoi dintr-un punct oarecare A de la suprafață se măsoară pînă la punctul B un segment egal cu produsul $K_L \cdot M$. Din punctele A și B se duc două drepte înclinate sub unghiurile de taluz ale carierei β și γ, în acoperiș și respectiv în culcuș. Punctul O de intersecție al acestor drepte corespunde cotei vetrei carierei. Se măsoară grosimea orizontală M_1 a zăcămîntului la nivelul punctului O. Dacă grosimea M_1 se deosebește puțin de grosimea M luată în calcul în faza inițială, atunci adîncimea carierei s-a stabilit corect. Dacă M_1 diferă mult de M, atunci construcția se repetă și pentru aceasta din punctul A de la suprafață se măsoară pînă în punctul B_1 segmentul $AB_1 = K_L \cdot M_1$. Se face construcția ca și în cazul precedent, iar cota punctului O_1 corespunde cu cota vetrei finale a carierei. Dacă M_2 măsurat la nivelul punctului O_1 diferă mult de M_1 atunci construcția se repetă din nou pînă cînd se găsește un punct la nivelul căruia grosimea măsurată a zăcămîntului este foarte apropiată de cea aflată în construcție. Pentru constructia conturului carierei în profilul dat, poziția punctului O_1 se transpune pe culcușul zăcămîntului (punctul C_1) și apoi se desenează vatra și taluzele generale ale carierei, paralele cu liniile AO_1 și B_1O_1. Dacă suprafața terenului are o înclinare oarecare, atunci pentru construcția grafică se ia ca reper o suprafață orizontală ce trece prin aflorimentul zăcămîntului.
În cazul în care în profilul transversal apar mai multe corpuri de zăcămînt, adîncimea carierei se determină în raport cu corpul principal *1*, iar extragerea corpurilor învecinate *2* și *3* trebuie privită ca auxiliară. Construcția grafică se face conform celor arătate în cazul precedent. Din punctul arbitrar A de la suprafață se duce segmentul $AB = K_L (M_1 + M_2 + M_3)$. Din punctele A și B se duc drepte înclinate cu unghiurile γ și β al căror punct de intersecție O determină cota vetrei finale a carierei. La nivelul punctului O și la nivelele intersecției taluzelor generale ale carierei cu corpurile vecine se măsoară grosimile M'_1, M'_2 și M'_3 și se verifică corespondența lor cu valorile luate în considerare la efectuarea construcției. În cazul în care grosimile măsurate la noile niveluri diferă de cele luate în considerare în fază inițială, construcția se repetă și se determină un alt punct O_1, care va determina adîncimea finală a carierei. Atunci cînd în profilul transversal apar două corpuri la fel de groase de susbtanță minerală utilă, construcția grafică se face pentru unul din corpuri, privind extragerea celuilalt corp ca auxiliară. După stabilirea conturului carierei pentru un corp trebuie să se verifice raționalitatea adîncimii carierei în corpul de minereu privit ca auxiliar. În acest caz conturul final al carierei poate fi frînt.

0	1
2	Metoda grafică bazată pe comparația între coeficientul limită și coeficientul curent de descopertă 

Programarea neliniară își găsește o mai restrînsă aplicare deoarece nu există deocamdată un algoritm universal de rezolvare. O clasă separată o constituie problemele de optimizare discretă (de ex. numărul treptelor în carieră).

Programarea dinamică se aplică în cazul rezolvării unor probleme de programare liniară sau neliniară de mari dimensiuni ce reprezintă procese de decizie în mai multe etape, cum ar fi de exemplu determinarea adîncimii limită a unei cariere.

Metodele statistice. Acestea constau în stabilirea funcției obiectiv pe baza prelucrării statistice a informațiilor culese, ele fiind metode de analiză a parametrilor aleatori ce intervin în procesele de producție.

Își găsesc o largă aplicare atît la stabilirea relațiilor de calcul ale unor indicatori unitari de costuri cît și la o serie de cercetări cu caracter empiric.

La stabilirea limitelor exploatărilor la zi statistica matematică își găsește aplicarea la calculația costurilor, la stabilirea legăturilor cauzale dintre produse și costuri (metoda Dirut Costing) sau la gruparea costurilor produselor în articole de calculație (metoda T.H.M.).

Tabelul XX.16 (continuare)

2
La aplicarea acestei metode de lucru profilele verticale transversale prin zăcămînt se împart în felii orizontale a căror grosime va fi egală cu înălțimea treptelor de exploatare. În concordanță cu ordinea admisă de dezvoltare a lucrărilor miniere se fixează pentru fiecare treaptă și etapă de lucru punctele vetrei carierei (a', b'; a'', b'' etc.). Din aceste puncte, sub unghiul de lucru a taluzului general al carierei care, datorită bermelor de mare lățime necesare amplasării utilajului modern de lucru, va fi egal cu 10—14°...17—20°, se duc linii înclinate pînă la intersecția cu suprafața terenului, obținîndu-se punctele A', B'; A'', B'' etc. care materializează deschiderea în secțiune transversală a carierei. Regimul de lucru de la descopertă trebuie astfel ales încît să asigure tot timpul înclinarea taluzului general al carierei la valorile stabilite. Se determină cantitatea de steril și de util extrasă în fiecare etapă de dezvoltare a carierei, raportul lor dînd coeficientul curent de descopertă. Coeficientul curent de descopertă maxim trebuie să fie mai mic decît coeficientul limită de descopertă. De la extremitatea carierei, stabilită pe baza raportului (coeficientului) curent maxim (punctele A și B) se trasează taluzele finale ale carierei cu unghiurile de taluz corespunzătoare (β și γ) maxime admise și se obține adîncimea maximă de exploatare la zi. Pentru a nu obține o adîncime sau extindere de carieră prea mică, atît la zăcămintele de înclinare mare cît și la cele de înclinare mică și chiar orizontală cu relief accidentat, în ultimii ani s-a propus aplatizarea pe perioade lungi a raportului de descopertă curent ($K_{1.crt.p}$). La acesta urmează să se adauge, unde este cazul, raportul de descopertă inițial echivalent (K_{1i}), obținut prin raportarea volumului de steril descopertat inițial, la volumul de util ce urmează a fi explotat în carieră. Vom avea deci $K_L \geqslant K_{1i} + K_{1.crt.p}$. Acest raport se obține prin întocmirea unui plan de exploatare a zăcămîntului cu un regim de descopertă astfel ales încît raportul de descopertă curent să fie constant și egal cu cel economic limită pe toată perioada de exploatare a carierei cu excepția perioadei inițiale și a celei terminale a exploatării carierei cînd el scade. Volumele de steril rezultate din planul de descopertare întocmit astfel asigură, prin însumare, un coeficient de descopertă mediu $K_1 < K_L$, fără ca pe parcursul exploatării carierei, costul pe unitatea de produs să-l depășească pe cel determinat de raportul de descopertă economic limită. În același timp adîncimea carierei este mai mare decît în cazul cînd $K_L \geqslant K_{1crt.}$

4. EXTRAGEREA ROCILOR TARI ÎN CARIERE

Exploatarea industrială a rocilor și substanțelor minerale utile masive de tărie mare și foarte mare se execută astăzi aproape exclusiv cu ajutorul explozivilor, recurgîndu-se la alte metode numai atunci cînd folosirea explozivilor cauzează fisurarea masivului și în acest fel se ajunge la degradarea rocii.

4.1. GENERALITĂȚI LA LUCRUL CU EXPLOZIVI ÎN CARIERE

La lucrul cu explozivi în cariere se au în vedere următoarele condiții: 1) prin afînare trebuie să se obțină o granulație cît mai uniformă a rocilor și care să nu depășească anumite dimensiuni prestabilite. Bucățile care depășesc dimensiunile prestabilite poartă denumirea de *negabarite* și sînt supuse unei mărunțiri secundare; 2) ruperea și surparea rocii să se producă după anumite plane, pe înălțimea și lățimea frontului respectiv; 3) obținerea unei berme fără pinteni și praguri; 4) efectul seismic al exploziilor asupra masivului și deci a clădirilor tehnice, civile și a altor construcții din jurul carierei, să fie minim; 5) volumul masivului mărunțit prin împușcare trebuie să asigure funcționarea fără întrerupere a utilajului de încărcare și transport; 6) operațiile executate și rezultatele lor trebuie să asigure o anumită eficacitate economică și o deplină securitate contra accidentelor de muncă.

Cerințele, ca roca împușcată să aibă bucățile de o anumită dimensiune, sînt condiționate de necesitatea de a încăpea ușor în cupele excavatoarelor și de a trece ușor prin gurile de încărcare ale silozurilor, ale instalațiilor de sfărîmare etc. În baza acestor considerații, dimensiunile bucăților de rocă și minereuri nu trebuie să depășească în două direcții reciproc perpendiculare mărimea (a):

$$a = 0{,}8\sqrt[3]{E} \quad [\text{m}] \tag{4.1}$$

unde E este capacitatea cupei excavatorului folosit pentru încărcare, m^3.

În alte cazuri, dimensiunile maxime ale bulgărilor țin seama de rezistența mijloacelor de transport, a vagoanelor, a autobasculantelor și, mai ales, a transportoarelor cu bandă.

În cazul transportului cu vagoane sau autocamioane:

$$a \cong 0{,}5\sqrt{Q_v} \quad [\text{m}] \tag{4.2}$$

unde Q_v este capacitatea vasului de transport în m^3 și care trebuie să fie:

$$Q_v = 4E \quad [\text{m}^3] \tag{4.3}$$

În cazul transportului cu benzi:

$$a = 0{,}5B_l - 100 \quad [\text{mm}] \tag{4.4}$$

B_l fiind lățimea benzii transportoare, mm.

Dacă masa minieră este destinată prepărării mecanice, atunci va trebui să fie satisfăcută relația:

$$a = 0{,}8b_c \quad [\text{m}] \tag{4.5}$$

în care b_c este dimensiunea minimă a gurii concasorului, m.

În general, dimensiunile bucăților de rocă împușcată variază după : structura și textura masivului; intervalele dintre încărcăturile de explozivi; mărimea încărcăturilor din găuri etc.

Extragerea în exploatarea la zi cu ajutorul explozivilor comportă următoarele operații: executarea găurilor de mină, de sondă sau a galeriilor și puțurilor pentru amenajarea camerelor de minare, în care se vor amplasa încărcăturile de explozivi; încărcarea găurilor sau a camerelor de minare cu materialul exploziv necesar, burarea lor și aprinderea sau explodarea acestor încărcături; spargerea la dimensiunile indicate (necesare) a blocurilor mari rezultate din explozie, pentru a putea fi încărcate și transportate; încărcarea materialului derocat și transportul lui în vederea degajării frontului de lucru; detașarea pintenilor și pragurilor de pe herma de lucru în vederea menținerii orizontalității acesteia, copturirea taluzului de bucățile de rocă desprinse dar rămase în loc în urma împușcării și îndepărtarea materialului împrăștiat de pe bermă, în scopul începerii unui nou ciclu de operații.

4.2. EXECUTAREA GĂURILOR ÎN EXPLOATAREA LA ZI

În urmă cu cîțiva zeci de ani utilajele de perforare folosite în cariere executau găuri cu lungimea maximă de 5—10 m. Ca urmare, în cariere se foloseau trepte de înălțime mică și se utilizau găuri perforate în taluz și la baza acestuia. Această tehnică de lucru prezenta următoarele două dezavantaje: găurile nu puteau fi perforate în avans și muncitorii de la perforare lucrau sub pericolul căderii blocurilor și desprinderii taluzului de lucru.

Prin punerea la punct a instalațiilor moderne de perforare s-a trecut la extragerea treptelor înalte de peste 10 m, pentru care găurile se execută vertical sau paralel cu taluzul. Acest mod de lucru asigură următoarele două avantaje: independența executării celor două operații — forarea găurilor și încărcarea materialului derocat — și asigurarea siguranței personalului în procesul de perforare.

Alegerea utilajului de perforare în cariere se face ținînd seama de o serie de criterii dintre care mai importante sînt următoarele:

Manevrabilitate — utilajul să poată fi transportat ușor chiar pe drumuri în pantă; să poată fi pus în funcțiune și pe terenuri înclinate și chiar accidentate; să se poată fora găuri verticale, înclinate, orizontale și orientate de jos în sus.

Independența în acțiune — astăzi nu se mai folosesc aproape deloc surse stabile de aer comprimat, care reclamă o rețea complicată de conducte și care duc la pierderi mari de energie. Peste tot utilajul de perforare are sursa sa de energie — autocompresorul.

Securitate — utilajul trebuie să fie sigur în funcționare și să capteze praful rezultat de la operația de perforare.

Adaptabilitate la accidentele de zăcămînt — nici-un zăcămînt nu este perfect omogen. În timpul forajului se întîlnesc zone alternante din punct de vedere al tăriei, formațiuni înclinate în raport cu axa găurii, falii umplute cu argilă sau cu apă. Instalația de perforare trebuie să poată lucra în astfel de condiții dificile.

Cost scăzut pe unitatea de gaură perforată — utilajul trebuie să aibă o productivitate ridicată, să fie deservit de un personal puțin numeros și să consume puține piese de schimb și energie.

4.2.1. PERFORAREA GĂURILOR CU DIAMETRU OBIȘNUIT

În exploatările la zi, perforarea găurilor de mină cu lungimi de cîțiva metri și diametre finale pînă la 75 mm se execută, în funcție de tăria și natura rocii, cu perforatoare ușoare susținute manual sau cu perforatoare grele instalate pe cărucioare mobile.

La perforarea în roci de tărie mică și medie se lucrează de obicei cu perforatoarele electrice sau pneumatice rotative susținute manual.

La perforarea în roci tari și foarte tari se folosesc perforatoare percutante și rotopercutante montate pe cărucioare de perforare.

Cărucioarele de perforare întrebuințate în exploatarea la zi pot fi ușoare, medii și grele. Cărucioarele ușoare au masa pînă la 0,8—1 t și se folosesc la perforarea găurilor de mină de dimensiuni și adîncime mică, în roci de tărie medie. Cărucioarele medii

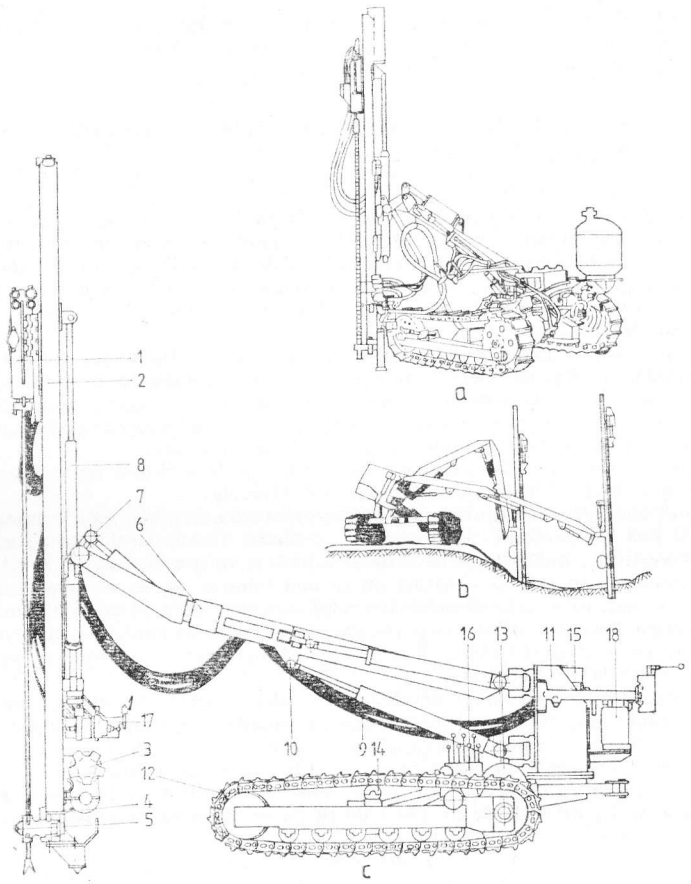


Fig. XX.17. Cărucioare mobile de perforare:

a — de tip mediu cu un braţ de susţinere; *b*—de tip greu cu două braţe de susţinere; *c* — de tip greu cu un braţ de susţinere; *1* — perforator; *2* — suport pentru dispozitivul de avansare a perforatorului; *3* — motor de acţionare; *4* — lanţul dispozitivului de avans; *5* — dispozitiv de centrare manual sau pneumatic; *6* — braţ telescopic; *7* — dispozitiv de rotire a suportului; *8* — prelungitorul suportului; *9* — cilindru hidraulic de manipulare pe verticală; *10* — articulaţii; *11* — rama principală a cărucio-rului; *12* — şenile; *13* — motor de tracţiune; *14* — întinzător de şenile; *15* —sistem hidraulic; *16* — comandă hidraulică; *17* — dispozitiv de comandă a perforatorului; *18* — bazin de ulei, recipient de apă şi troliu de ancorare pentru teren accidentat.

(fig. XX.17, *a*) şi grele (fig. XX.17, *b* şi *c*) au masa de 1—3 t şi respectiv 3—7 t cînd sînt autopropulsate, au stabilitate mare şi sînt folosite pentru perforarea în roci tari şi foarte tari.

În esenţă un cărucior de perforare constă din următoarele părţi principale: un şasiu metalic rezemat pe una sau două osii. Deplasarea cărucioarelor uşoare se face pe 3 sau 4 roţi pneumatice, iar a celor medii şi grele se face pe şenile; unul sau mai multe braţe manipulatoare, care au posibilitatea să fie manevrate la diverse înclinări de la orizontal pînă la vertical; o serie de tije de ancoraj care permit fixarea în special a cărucior ului uşor pentru lucru; un motor pneumatic de avans care serveşte pentru deplasarea perforatorului montat pe un dispozitiv de avans — constituit dintr-un lanţ fără fine cu eclise; un mecanism de distribuţie a aerului comprimat la perforator şi la motorul de avans.

Cele mai des folosite în cariere sînt perforatoarele pneumatice percutante cu frecvenţă normală a percuţiilor sau de înaltă frecvenţă, cînd frecvenţa percuţiilor depăşeşte 2 000 lov/min.

Detaliile asupra perforării găurilor de mînă cu diametru obişnuit sînt prezentate în secţiunea XIX.

4.2.2. FORAREA GĂURILOR CU DIAMETRU MARE

Forarea găurilor de sondă, în exploatarea la zi, pentru extragerea cu explozivi se realizează cu ajutorul instalaţiilor de foraj — sondezelor — care pot acţiona percutant, rotativ sau rotopercutant.

Diametrele găurilor de sondă întrebuinţate în cariere sînt cuprinse între 100—350 mm. În cele mai multe cazuri găurile de sondă se forează vertical, mai rar se întrebuinţează găurile înclinate la 15—25° faţă de verticală şi foarte rar sînt întrebuinţate găurile orizontale.

Pentru forarea găurilor de sondă cu diametre de 100—350 mm în roci de tărie mare, medie şi sub medie se folosesc, în general, sondezele rotative. Adîncimea medie a găurilor forate rotativ este de 15—30 m, dar se pot realiza şi găuri cu adîncimi mai mari.

În forajul rotativ dispozitivul de săpare este apăsat în teren şi prin rotire continuă el taie şi fărîmiţează roca.

În multe cariere care au ca obiectiv extragerea rocilor de tărie medie şi chiar tari se lucrează cu instalaţii de foraj rotative cu săparea pe întreaga secţiune a găurii de sondă, la care evacuarea detritusului se face cu ajutorul unui curent de aer comprimat.

Se cunosc multe tipuri de asemenea instalaţii, dintre care la noi în ţară cea mai întrebuinţată este instalaţia FC—60 de construcţie românească (fig. XX.18). Această instalaţie forează găuri verticale şi înclinate paralelele cu taluzul. Găurile forate pot avea lungimea maximă de 60 m şi diametrul final de 115 mm. Turaţia instalaţiei este variabilă de la 0 la 100 rot/min. Prăjinile de foraj au diametrul de 80 mm şi lungimea de 4 m.

Instalaţia este montată pe cărucior cu şenile a excavatorului Castor S-602.

Acţionarea sondezei este hidrostatică cu trei pompe care la rîndul lor sînt acţionate electric.

Evacuarea detritusului se face cu aer comprimat de la reţeaua carierei sau de la un compresor independent.

Forarea găurilor de sondă în roci tari şi de tărie medie ($f = 6—18$) se face, în ultimul timp, cu instalaţii de foraj rotative echipate cu sape cu role. Instalaţiile de forare cu sape cu role, datorită robusteţei lor şi posibilităţilor de a fora economic găuri verticale şi înclinate cu diametrul pînă la 350 mm, sînt în prezent cele mai răspîndite în exploatările la zi.

Rolele sapelor (v. vol. II, fig. XI.59) sînt prevăzute cu dinţi, sub acţiunea cărora roca de petalpa găurii de sondă este sfărîmată în momentul apăsării şi rotirii sapei. Dinţii rolelor pot fi sub forma unor pene mono sau bilaterale cu vîrful uşor teşit confecţionaţi din acelaşi

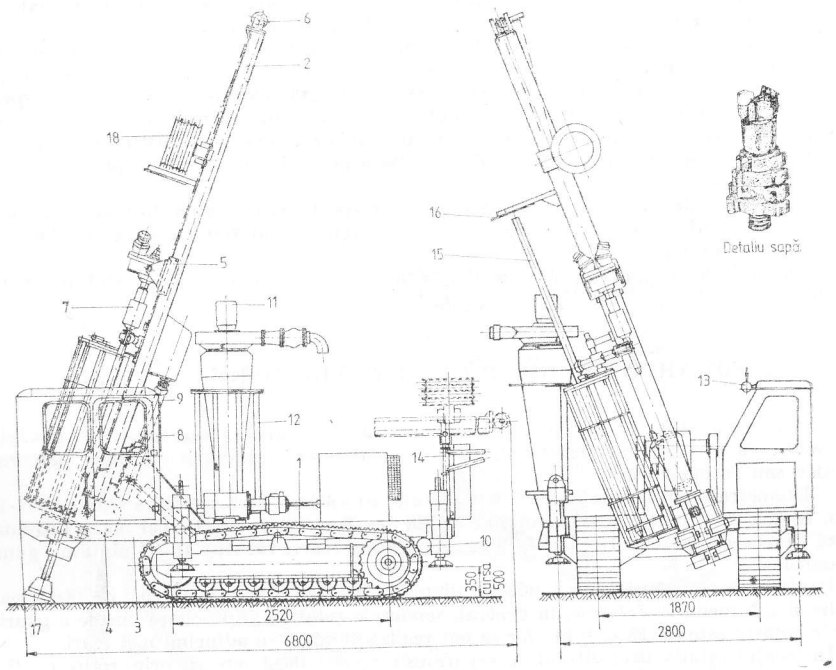


Fig. XX.18. Instalația de foraj în cariere FC—60:

1 — cărucior de deplasare; *2* — mast C—60; *3* — amenajare șasiu; *4* — reductor mecanism avans; *5* — cărucior; *6* — rolă superioară; *7* — cap rotativ; *8* — cabină; *9* — instalație hidrostatică; *10* — instalație pneumatică; *11* — instalație de desprăfuire; *12* — suport instalație desprăfuire; *13* — instalație electrică; *14* — capră mast; *15* — prăjină de foraj; *16* — opritor prăjini; *17* — captator de praf; *18* — suport furtun.

material ca al rolelor și armați cu aliaj dur sau pot fi ca niște butoane (pivoți) de material dur sinterizat cu cap tronconic sau semisferic, insertate în corpul rolelor.

Rolele conice dințate care alcătuiesc sapa se construiesc pentru diferite tării de roci, avînd o rezistență foarte mare la uzură și deci ducînd la un foraj productiv. Cu cît roca ce se va fora va avea o tărie mai mare cu atît dinții rolelor vor avea și ei dimensiuni mai mici.

În cazul găurilor de sondă cu adîncimea de 20-30 m, evacuarea detritusului rezultat la forare se face cu ajutorul aerului comprimat adus la talpa găurii prin prăjini, de la un compresor montat pe instalație. Curentul de aer comprimat cu debitul de 15—18 m^3/min și cu viteza de 18—20 m/s are și rolul de a răci sapa de foraj și elementele active ale acesteia.

La noi în țară pe diverse șantiere de exploatare la zi cu producții mari și foarte mari se folosesc instalații de forare cu sape cu role de construcție sovietică de tipul SBS (tabelul XX.17). Instalațiile SBS forează găuri verticale și înclinate pînă la 40 m adîncime cu diametrul de la 190-320 mm, în roci cu coeficientul de tărie pînă la 14, 18 și chiar 20.

Tabelul XX.17

Caracteristicile tehnice ale instalațiilor sovietice pentru forajul cu sape cu role

Parametrii	2 SBS—200	2 SBS—200H	SBS—250 MH	SBS 320
Diametrul sapei, mm	190; 214	190; 214; 243	243—269	295; 320
Adîncimea de forare, m	32	40	32	40
Mărimea avansului, m	1	1,1	8,0	19,5
Forța axială, kN.	250	300	300	600
Unghiul de forare față de orizontală, grade	90	60—90	60—90	90
Viteza de avans, m/min	1,5	1,5	1	0,85
Turația sapei, rot/min	62—312; 15—77	12—241	152	80—130
Momentul de torsiune, N · m	1420; 2860	2120—6650	4200	8700
Productivitatea compresorului, m^3/min	2×9	25	25	2×25
Puterea motoarelor electrice, kW;				
— instalată	280	282	386	550
— a sistemului de rotație	50	60	75	100
— a compresorului	2×75	200	200	2×200
Viteza de deplasare a mașinii, km/oră	0,6	0,6	0,73	0,33
Forța specifică a șenilelor pe sol, MN/m^2	0,11	0,1	0,114	0,11
Gabaritele mașinii în poziția de lucru, mm:				
— lungimea	8330	9180	8620	12500
— lățimea	4775	4800	4960	5450
— înălțimea	13175	13840	15310	25200
Masa mașinii, t	50	54,8	65	110

Vederea de ansamblu a unei instalații de forat cu sape cu role de tipul 2 SBS-200 este arătată în fig. XX.19, iar în fig. XX.20 sînt arătate schemele cinematice ale instalațiilor de tip SBS.

În România au început să se fabrice instalații de forat cu sape cu role pentru cariere de tipul FC—250.

Productivitatea instalațiilor de forare cu sape cu role depinde de: presiunea axială, viteza de rotație a garniturii și intensitatea evacuării detritusului de pe talpa găurii de sondă. Pentru obținerea unui foraj productiv va trebui ca la creșterea tăriei rocilor de forat să se reducă turația rolelor și să se mărească efortul axial de apăsare a sapei pe talpa găurii de sondă.

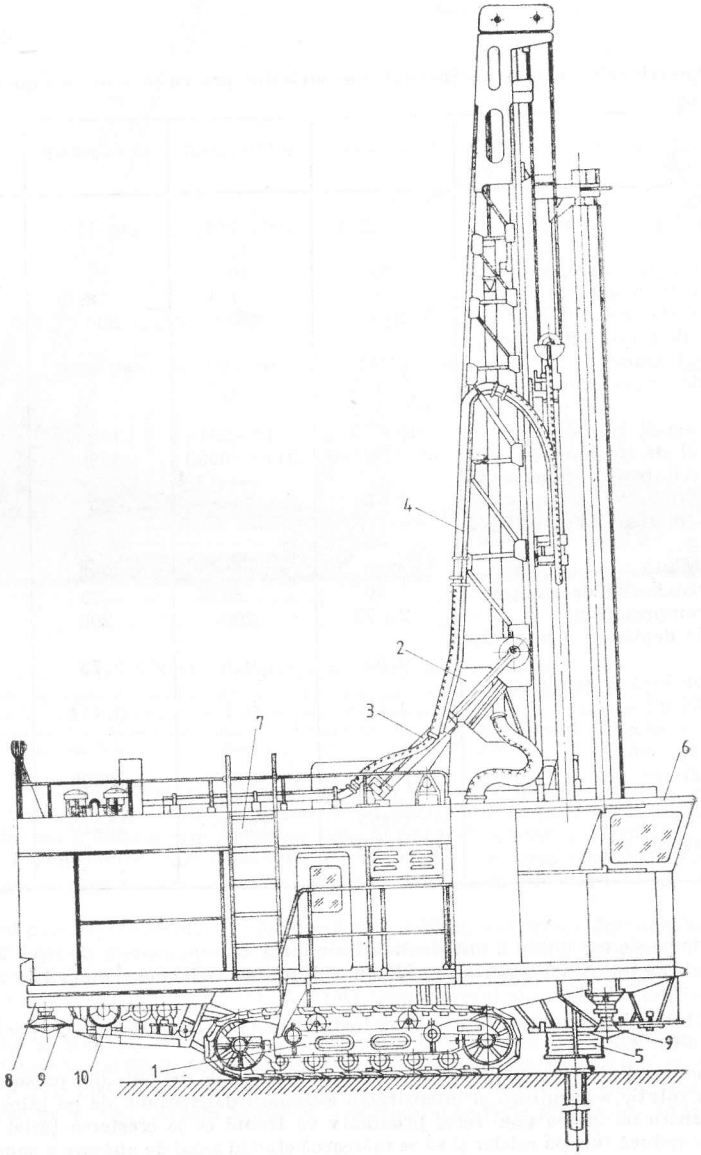


Fig. XX.19. Instalația de foraj 2 SBS—200:

1 — sistem de vehiculare pe șenile; *2* — mast-turlă de foraj; *3* — sistemul de ridicare și coborîre a turlei de foraj; *4* — conductele hidraulice; *5* — instalația de captare a prafului; *6* — cabină; *7* — sala mașinilor; *8* — platformă; *9* — vinciuri hidraulice de fixare a instalației de foraj; *10* — reductorul sistemului de deplasare.

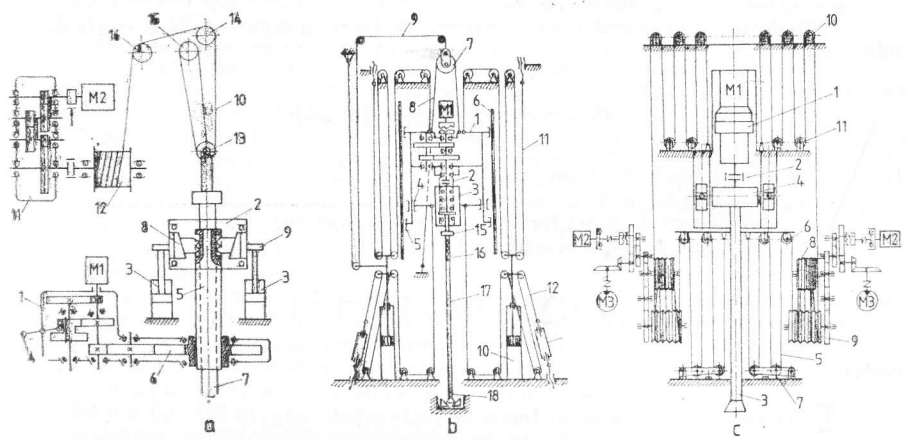


Fig. XX.20. Scheme cinematice ale instalațiilor de foraj tip SBS:

a — tip *2 SBS—200H*: *1* — reductor; *2* — mandrină hidraulică; *3* — instalație hidraulică de ridicare-coborîrea garniturii de foraj; *4* — manetă de cuplare și decuplare a reductorului; *5* — arbore tubular principal hexagonal; *6* — pinion de antrenare montat pe arborele tubular; *7* — garnitura de foraj; *8* — came de prindere și ridicare a arborelui tubular; *9* — traversă de prindere a tijelor pistoanelor cilindrilor; *10* — cablu de ridicare și coborîre a instalației; *11* — reductor; *12* — tobă pentru înfășurarea cablului; *13* — sistem de susținere a capului de injecție; *14, 15, 16* — sistem de scripeți pentru dirijarea cablului; *M1* — motor de antrenare a garniturii de foraj; *M2* — motor pentru ridicarea și coborîrea instalației.

b — tip *SBS—250*: *1* — reductor; *2* — cuplaj; *3* — ansamblu de prindere-ghidare; *4* — glisiere; *5* — dispozitiv de ghidare; *6* — ghidaje; *7* — dispozitiv de susținere a motorului *M1* și a garniturii de foraj; *8, 9* — cabluri; *10* — sistem hidraulic de avans; *11, 12* — cabluri; *13, 14* — dispozitiv cu șurub pentru întinderea cablurilor; *15* — cap de prindere; *16* — prăjină de bază; *17* — coloană de prăjini; *18* — sapă.

c — tip *SBS—320*: *1* — reductor; *2* — cuplaj; *3* — garnitură de foraj; *4* — ansamblu de prindere-ghidare; *5* — cablu ri; *6, 7, 10, 11* — scripeți de dirijare a cablurilor; *8, 9* — șaibe înfășurare cablu; *M1* — motor de antrenare a garniturii de foraj; *M2* și *M3* — motoare de acționare pentru manevrarea agregatului.

Viteza de forare cu o instalație cu sape cu role se determină cu relația:

$$v = \frac{k \cdot Q_{ax} \cdot n}{f \cdot d} \quad \text{[cm/min]} \qquad \text{[4.6]}$$

în care: $k = 3{,}75$ este un coeficient de proporționalitate, (determinat experimental);

n — turația sapei cu role, rot/min.;

Q_{ax} — efortul axial maxim asupra tălpii găurii de sondă, N;

$$Q_{ax} = 0{,}7\, M \cdot g \quad \text{sau} \quad Q_{ax} = (6-7)\, f \cdot d;$$

M — masa instalației, kg;

d — diametrul găurii de sondă, cm;

f — coeficient de tărie a rocii în care se forează, $\frac{N}{cm^2} \cdot 10^{-3}$;

g — accelerația gravitațională, m/s².

Productivitatea pe schimb a unei instalații de forat cu sape cu role se poate determina cu relația:

$$P_{sch} = \frac{60 \cdot T \cdot l_s \cdot n}{T_g} \quad [\text{m/sch}] \tag{4.7}$$

în care: T este durata schimbului, ore;
T_g — durata de forare a unei găuri, min;
l_s — adîncimea de gaură forată cu o singură sapă, m;
n — numărul de sape folosite la forare.

$$T_g = \sum_{i=1}^{n} T_i + t_{dep} + t_i \quad [\text{min}] \tag{4.8}$$

unde:

$\sum_{i=1}^{n} T_i$ este suma timpilor de forare cu toate sapele, min;
t_{dep} — timpul de deplasare a instalației de foraj la o nouă gaură, min;
t_i — timpul întîrzierilor neproductive, min.

$$\sum_{i=1}^{n} T_i = l_s \cdot n \left[\frac{60}{v} + (n+1) \left(\frac{t_c}{l_x} + \frac{t_{in}}{l_p} \right) \right] + (n-1) t_r \quad [\text{min}] \tag{4.9}$$

unde: v este viteza de forare, m/h;
t_c — timpul de ridicare și coborîre a prăjinilor, min:
l_x — cursa tijei, m;
t_{in} — timpul de înșurubare (deșurubare) a prăjinilor sau sapei, min;
t_r — timpul de forare a conului găurii de sondă sau a montării reducției noii sape, min;
l_p — lungimea unei prăjini, m.

Ținînd seama de forma ultimelor relații, *productivitatea instalației de forat* poate fi determinată cu formula:

$$P_{sch} = \frac{60\ T}{\frac{60}{v} + (n+1)\left(\frac{t_c}{l_x} + \frac{t_{in}}{l_p} \right) + \frac{(n-1)t_r + t_{dep} + t_i}{l_s \cdot n}} \quad [\text{m/sch}] \tag{4.10}$$

Forajul cu sape cu role asigură viteze de forare după cum urmează: 5—9 m/h — în roci foarte tari (granite, minereu de fier, minereu de cupru etc.), 9—24 m/h — în roci tari (gresii, calcare etc.) și 30—90 m/h — în roci de tărie mică (marne, argile etc.).

Numărul de sondeze necesare pentru asigurarea unei anumite producții pe treaptă, sector sau carieră se poate determina cu relația generală:

$$N = \frac{K \cdot Q_{zi}}{n \cdot P_{sch} \cdot q} \quad [\text{buc}] \tag{4.11}$$

în care:
Q_{zi} este producția zilnică a treptei, sectorului sau carierei, m³/zi;
$K = 1{,}2 - 1{,}25$ — coeficient care ține seama de rezerva necesară de sondeze;
n — numărul schimburilor de lucru a sondezelor în 24 h;
q — volumul de masă minieră care rezultă la 1 m gaură de sondă, m³/min.

Sistemul roto-percutant de foraj îmbină cele trei mișcări ale uneltei tăietoare: de avans, de percuție și de rotație continuă pe talpa găurii de sondă.

Modul cum variază îmbinarea celor trei mișcări depinde de natura rocilor. În șisturi se mărește viteza de rotație și se reduce energia întrebuințată pentru percuție și avans. În roci silicioase se mărește la maxim intensitatea efectului de percuție și împingere și se reduce viteza de rotație. În roci heterogene cum ar fi de exemplu granitele, granodioritele etc., trebuie acordată, de asemenea, prioritate frecvenței, energiei percuțiilor și forței de avans.

Independența motoarelor la cele mai multe tipuri de sondeze roto-pertcutante permite adaptarea lor la împrejurări locale.

Pentru forarea găurilor de sondă verticale și înclinate cu diametrul pînă la 200 mm și adîncimea pînă la 30—40 m, în roci tari și foarte tari ($f = 10—20$), sînt folosite în ultimii ani *sondezele cu percutoare pneumatice înecate* sau *cu perforatoare la fundul găurii*.

Funcționarea unei sondeze roto-percutante cu percutor penumatic înecat poate fi urmărită în schema cinematică din fig. XX.21.

Principala caracteristică a sondezelor cu percutor înecat constă în faptul că acțiunea de percuție și rotație se realizează simultan cu împingerea, de către părți independente din cadrul agregatului (fig. XX.21). Astfel, percuția este efectuată din pistonul perforatorului înecat *1*, iar rotirea se transmite prin tijele de foraj *2* și reductorul *3* de la motorul M_1. Avansul și împingerea sapei pe talpa găurii de sondă sînt realizate de lanțul *4* de care este prins reductorul și motorul de acționare a garniturii de foraj. Acționarea lanțului se face prin steaua *5* de la motorul pneumatic *6*, prin intermediul unui reductor cu două trepte *7* și *8*. Ghidarea lanțului la partea superioară se face prin steaua *9*.

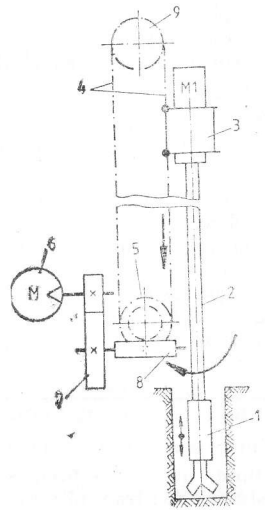


Fig. XX.21. Schema cinematică a instalației de foraj de tipul SBU— 125.

Percutorul înecat este un perforator pneumatic lipsit de mecanismul de rotație. Aerul comprimat este canalizat la percutorul înecat prin tijele de foraj. Evacuarea mărunței de foraj se face cu ajutorul aerului comprimat sau cu ajutorul unui amestec de apă și aer comprimat.

Avantajele forajului cu instalații cu percutor înecat constau în: reducerea pierderilor de energie datorită faptului că transmiterea percuției nu se mai face prin prăjini; o evacuare mai eficientă a detritusului; o rotație adecvată datorită faptului că ea nu este legată de percuție; viteze mari de forare și deci productivitate mare la presiuni ridicate ale aerului comprimat; posibilitatea de a fora găuri verticale și înclinate de mare adîncime; uzură mică a sapelor și cost redus.

În tabelul XX.18 sînt prezentate principalele instalații de foraj cu percutor înecat de construcție sovietică întîlnite și pe șantierele din țara noastră.

Tendințe în perfecționarea forajului în cariere. Avînd în vedere stadiul actual al tehnicii și tehnologiei forării găurilor de sondă în exploatarea la zi, precum și direcțiile

Tabelul XX.18

Caracteristicile instalațiilor sovietice de forat cu perforator la fundul găurii (percutor înecat)

Parametri	SBU—100G	SBU—125	SBU—160	SBU—200
Diametrul găurii de sondă, mm	100	105; 125 (150)	126; 160	200
Coeficientul de tărie după M. M. Protodiakonov, *f*	6—16	8—16	8—18	8—20
Adîncimea de foraj, m	24	24	36	32
Tipul percutorului pneumatic	P—105; P—125	P—125; MP—3	P—160; M32—K	P—200
Turația garniturii de foraj, rot/min	46	22,5/45	4—56	5—50
Puterea motoarelor electrice, kW:				
— instalată	24	42	146	250
— de rotație	4	3,8/6,3	—	19
Momentul de torsiune a axului principal, N · m	830	2760/3340	1500	3200
Forța de avans, kN	0—6,5	0—20	0—25	0—41
Viteza de avans, m/min	8,4	10,3	13,2	14
Viteza de deplasare a mașinii, km/oră	0,85	1,0	0,75	0,66
Presiunea specifică pe sol, MN/m²	0,048	0,072	0,106	0,12
Gabaritele mașinii în poziție de lucru, mm:				
— lungimea	4000	4250	5200	7865
— lățimea	2300	3000	3500	4510
— înălțimea	3680	7100	7250	12 530
Masa mașinii, t	4,5	8,5	14,7	36

principale ale cercetărilor întreprinse în acest domeniu, rezultă că în viitor vor putea fi obținute numeroase progrese în domeniul vitezelor de forare, productivității forajului și costului prin: transmiterea unei energii mai importante elementului activ al instalației de foraj, reducerea energiei cheltuite pentru dezagregarea rocii — se tinde să se obțină un detritus de granulație mai mare la talpa găurii —, creșterea timpului de forare propriu-zis prin automatizarea instalațiilor de foraj; îmbunătățirea construcțiilor sapelor de foraj; injectarea unor cantități mai mari de aer, apă sau amestec aer-apă pe talpa găurii de sondă pentru evacuarea detritusului și răcirea elementelor active; mărirea presiunii de apăsare pe talpă și a vitezei de rotație; mărirea frecvenței loviturilor cu posibilitatea de a adapta intensitatea șocului la diferite tipuri de sape și de roci; controlul automat al săpării pe talpă; punerea la punct și folosirea în condiții geo-miniere complexe a instalațiilor de foraj care lucrează combinat: foraj cu sape cu role — foraj cu evacuarea detritusului pe

spirala prăjinilor; foraj cu sape cu role — foraj cu jet termic — foraj cu sape cu role pentru lărgirea găurii etc.

Se fac eforturi deosebite și se urmărește ca în viitorii ani să se ajungă la o triplare a vitezelor de foraj și la reducerea la o treime a costului forajului.

4.3. PROCEDEE DE LUCRU CU EXPLOZIVI ÎN EXPLOATAREA LA ZI

În funcție de condițiile de lucru, de natura și tăria rocilor ce trebuiesc dislocate, de elementele geometrice ale treptelor, de dotarea cu utilaj și energie etc., extragerea în exploatarea la zi cu ajutorul explozivilor se face prin următoarele procedee:

— extragerea cu explozivi amplasați în găuri de mină obișnuite;
— extragerea cu explozivi amplasați în găuri de sondă;
— extragerea cu explozivi amplasați în camere de minare;
— extragerea combinată — cu explozivi amplasați în camere de minare și găuri de sondă.

Din punct de vedere al formei încărcăturilor, în cariere se folosesc *încărcături concentrate* și *încărcături în coloană* (alungite).

Încărcăturile concentrate se realizează în camerele de minare și în găurile normale sau de sondă lărgite, prevăzute cu cuptor.

Încărcăturile în coloană pot fi: în *colodnă continuă*, în care caz explozivul este așezat în gaura de mină sau de sondă sub forma unei coloane continue sau în *coloană discontinuă* (fracționată) în care explozivul este împărțit în porțiuni de încărcături separate prin materiale inerte sau intervale de aer.

4.3.1. ÎMPUȘCAREA CU EXPLOZIVI AMPLASAȚI ÎN GĂURI DE MINĂ OBIȘNUITE

Găurile de mină obișnuite se folosesc la extragerea treptelor de înălțime mică formate din roci tari și foarte tari. Cele mai des întrebuințate sînt găurile forate vertical, amplasate pe unul sau mai multe rînduri. Amplasarea găurilor se face ținîndu-se seama de situația masivului și de configurația frontului de lucru.

În carierele mari cu trepte înalte, la extragerea rocilor de tărie medie se poate aplica și încărcarea concentrată a explozivului în găuri cu cuptor obținut prin lărgirea găurii de mină pe o anumită înălțime de la talpa acesteia.

4.3.2. ÎMPUȘCAREA CU EXPLOZIVI AMPLASAȚI ÎN GĂURI DE SONDĂ

Împușcarea cu explozivi amplasați în găuri de sondă se aplică, în exploatările la zi, la extragerea rocilor sterile și substanțelor minerale utile, la săparea tranșeelor, la debleieri în vederea construirii drumurilor de acces etc., în următoarele situații: cînd stabilitatea rocilor este suficientă chiar la trepte cu unghiuri de taluz de 90—65°; cînd înălțimea treptelor este mai mare de 10 m, deoarece înălțimi mai mici nu oferă avantaje importante pentru acest procedeu de lucru; în carierele unde treptele de extragere sînt deja conturate; la realizarea descopertărilor, acolo unde morfologia terenului permite amplasarea utilajelor de forat, fără a lua măsuri suplimentare de ancorare a acestora; cînd există posibilitatea achiziționării utilajelor necesare forării găurilor de sondă și cînd se impun condiții de

granulometrie pentru materialul derocat și restricții în ceea ce privește efectul seismic al exploziei.

În general, găurile de sondă se forează vertical sau cu o înclinare corespunzătoare unghiului de taluz al treptei.

Amplasarea găurilor de sondă în lungul frontului se poate face pe un rînd, pe două, pe mai multe rînduri, radial și în mănunchi sau cuiburi.

În plan, rețeaua de găuri poate fi pătratică sau triunghiulară. Schemele pătratice sînt folosite mai ales la împușcarea cu rînduri multiple în masive omogene și unde nu există tendințe de a se forma praguri la vatră. Schemele triunghiulare (șah) sînt folosite în special la amplasarea găurilor pe 2—3 rînduri și în masive la care există tendința formării pragurilor continui pe vatra treptelor.

Deoarece împușcăturile instantanee sau cele cu întîrziere nu dau totdeauna rezultate bune în ceea ce privește sfărîmarea rocilor, distanța de împrăștiere, efectul seismic, utilizarea energiei de explozie etc., în prezent s-a generalizat, în mare măsură, *împușcarea cu microîntîrziere*.

Parametrul principal al împușcării cu microîntîrziere este *intervalul (treapta) de întîrziere* τ, a cărui mărime depinde de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor, mărimea și amplasarea încărcăturilor de exploziv și felul împușcării. De obicei, în practică, mărimea τ_{opt} se determină din condițiile realizării unei cît mai bune și uniforme sfărîmări a rocilor. Intervalul optim dintre treptele de împușcare este cuprins între 10 și 50 ms.

În fig. XX. 22 se observă încărcarea și inițierea amestecurilor explozive simple granulare și a gelurilor explozive. Întrucît acești explozivi reclamă pentru inițiere energii

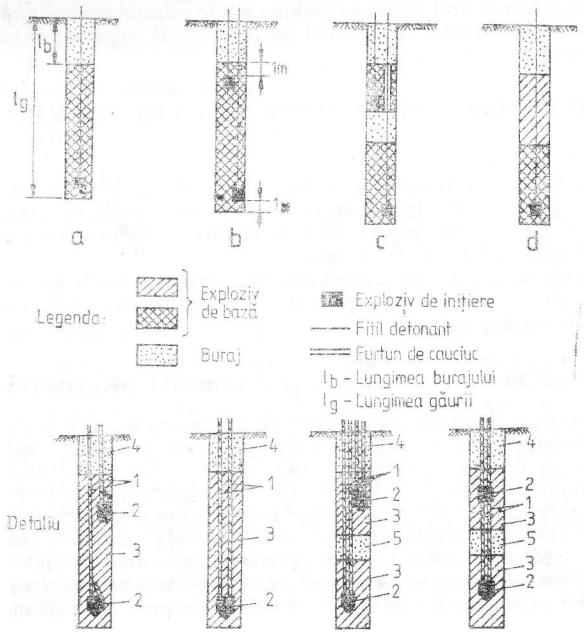


Fig. XX.22. Încărcarea găurilor de sondă și inițierea amestecurilor explozive simple granulare și a gelurilor explozive :

a — o singură încărcătură de inițiere; *b* — două încurcături de inițiere; *c* — încărcături discontinue; *d* — mai multe tipuri de exploziv în încărcătura de bază.

Detaliu : Linii de fitil detonant pentru amorsarea încărcăturilor de inițiere: *1* — linie de fitil detonant; *2* — încărcătură de inițiere; *3* — încărcătură de bază; *4* — buraj final; *5* — buraj intermediar.

mari, în țara noastră au fost realizate în acest scop două tipuri de încărcături de inițiere cu aceeași formă (cilindrică, dimensiuni 70 mm × 70 mm și greutate 400 g) denumite TH—400 și TP—400. Încărcătura TH—400 este constituită din trotil turnat și hexogen plastifiat, iar TP—400 din trotil turnat și pentrită plastifiată. Prin încărcăturile TH—400 și TP—400 sînt practicate două găuri pentru introducerea fitilului detonat necesar amorsării încărcăturilor respective.

Încărcăturile TH—400 și TP—400 sînt rezistente la apă și au termenele de garanție de un an.

La împușcarea cu microîntîrziere, repartizarea treptelor de aprindere are o importanță deosebită. În tabelul 19 sînt date diferite scheme de amplasare, de legare și inițiere a încărcăturilor de exploziv, precum și efectele ce se obțin în cazul aplicării acestor scheme.

În ultimii ani se observă o nouă orientare în domeniul dirijării energiei de explozie pentru o utilizare mai bună a ei la sfărîmarea rocilor: *acțiunea multiplă a încărcăturii dintr-o gaură prin folosirea unor timpi de întîrziere diferiți pentru fiecare porțiune de încărcătură din gaura de sondă.*

Această metodă se numește *metoda întîrzierii în interiorul găurii de sondă* și se realizează în două variante :

— întîrziere succesivă de sus în jos (fig. XX.23, *a*);

— întîrziere succsivă de jos în sus (fig. XX.23.*b*).

În prima variantă, la început se împușcă încărcătura superioară, apoi, după timpul de întîrziere, determinat în funcție de tipul explozivului, proprietățile fizico-mecanice ale rocilor, mărimea intervalelor dintre încărcături etc. se împușcă și partea inferioară a încărcăturii. Pentru înălțimi de trepte de 13 — 15 m și lungimea intervalului dintre încărcătură de 1 m, timpul de întîrziere este de 10—15 ms. Întîrzierea este realizată cu ajutorul unui dispozitiv de încetinire pirotehnic, care se amplasează între încărcăturile de exploziv din interiorul găurii de sondă.

În a doua variantă, succesiunea detonării este inversă primei, încetinitorul pirotehnic fiind amplasat la gura găurii de sondă. Pentru a se evita detonarea încărcăturii superioare, prin influența de la fitilul detonat al încărcăturii inferioare, acesta se izolează în partea superioară cu un tub de cauciuc, din plastic sau din lemn.

Cercetările de laborator și industriale au arătat că din punct de vedere al intensității de sfărîmare a rocilor mai bună este varianta a doua.

Metode noi de lucru. Cercetările întreprinse în ultimii ani în domeniul împușcăturii în exploatarea la zi au avut drept rezultat introducerea în producție a unor procedee și metodologii de lucru care duc la utilizarea într-un grad mai înalt a energiei substanței explozive, obținerea unui grad mai avansat de sfărîmare și a unei granulații omogene a materialului derocat, creșterea productivității muncii și reducerea costului pe unitatea de producție.

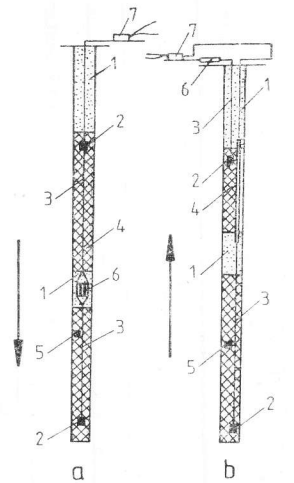
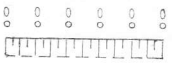
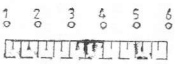
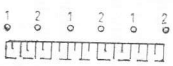
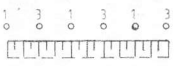
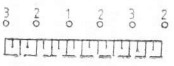


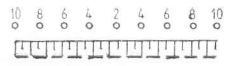
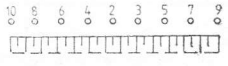
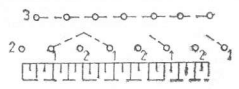
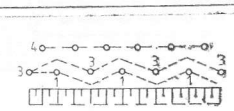
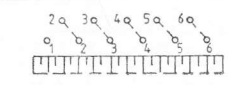
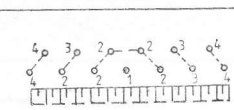
Fig. XX.23. Metoda întîrzierii în interiorul găurii de sondă :

a — întîrziere succesivă de sus în jos; *b* — întîrziere succesivă de jos în sus; *1* — buraj; *2* — capse; *3* — fitil detonant; *4* — încărcătură de exploziv superioară; *5* — încărcătură de exploziv inferioară; *6* — întîrzietor pirotehnic; *7* — capse.

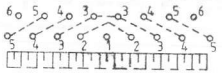
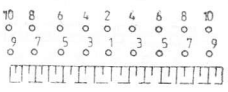
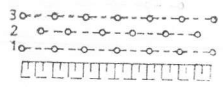
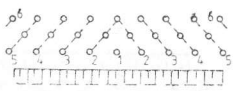
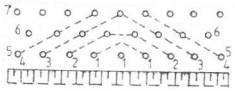
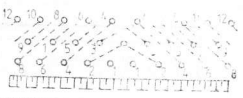
Tabelul XX.19

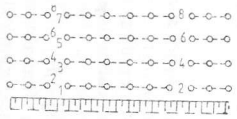
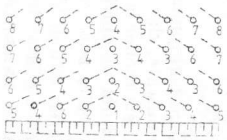
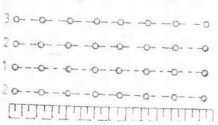
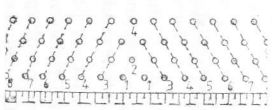
Scheme de împușcare în cariere

Nr. schemei		Schema de împușcare	Detalii de alcătuire a schemei	Efectele împușcării
0	1	2	3	4
1. Schema cu un rînd de găuri	*a*		Salvă instantanee	Trepidații maxime. Mare putere de aruncare
	b		Serie progresivă, legare în paralel, întîrziere cu o treaptă între găuri.	Trepidații minime. Sfărîmare și împrăștiere medie și mică. Consum mare de capse și multe trepte de întîrziere. Resturi pe vatră.
	c		Serie alternativă. Idem *b*.	Trepidații medii. Sfărîmare și împrăștiere medie. Sfărîmare bună cînd *1* se încarcă cu exploziv slab și *2* cu exploziv brizant. Consum mare de capse și mai redus de trepte de întîrziere.
	d		Idem *c*. Întîrziere de două trepte între găuri.	Idem *c*. Intervale mai ridicate la roci moi.
	e		Progresie alternativă. Idem *b*.	Trepidații minime. Sfărîmare medie, împrăștiere mică. Consum mare de capse și multe trepte de întîrziere.

	f		Progresie alternativă, legare în paralel, întîrziere de două trepte între găuri.	Sfărîmare foarte bună, fiind posibilă și sfărîmarea secundară datorită efectului concentric al împușcăturii.
	g		Presiune asimetrică.	Idem *e*, *f*.
2. Scheme cu două rînduri de găuri	*a*		Amplasarea găurilor în șah. Legarea în serie a rîndului *2* și a grupului de găuri cu aceeași întîrziere din rîndul *1*. Grupele legate în paralel. Întîrziere de o treaptă între găurile rîndului *1* și între rînduri Rîndul *2* fără întîrziere. Legare simplă pt. rîndul *2*, poate fi folosit și fitilul detonant.	Trepidații foarte mari. Sfărîmare și împrăștiere medie.
	b		Idem *a*. Întîrziere de două trepte între găurile rîndului *1* și de o treaptă între rînduri. Rîndul *2* fără întîrziere.	Idem *a*.
	c		Amplasarea găurilor în șah. Simbure lateral. Legarea în serie pe grupe de 2 găuri cu aceeași întîrziere (sau cu fitil detonant), iar grupele în paralel. Întîrziere de o treaptă între găurile unui rînd.	Trepidații foarte mici. Sfărîmare bună, împrăștiere mică. Consum mare de capse și multe trepte de întîrziere.
	d		Idem *c*. Simbure central mic.	Trepidații reduse. Sfărîmare foarte bună, împrăștiere foarte mică. Treptele de întîrziere se reduc la jumătate față de schema *c*.

Tabelul XX.19 (continuare)

0		1	2	3
3. Scheme cu trei rînduri de găuri	*e*		Idem *d*. Simbure central lărgit.	Idem *d*.
	f		Amplasarea pătratică a găurilor. Simbure central. Legare în serie sau paralel pe rînduri și în paralel între rînduri. Întîrziere de două trepte între toate găurile din rînduri și de o treaptă între rînduri. Schemă de legare complicată.	Trepidații foarte mici. Sfărîmare bună, împrăștiere foarte mică. Consum de capse și trepte de întîrziere mare.
	a		Amplasarea în șah a găurilor. Intervalul de întîrziere între rînduri de 25—75 ms. Schemă simplă.	În roci greu de împușcat dacă la 25 ms apar denivelări pe vatră și aruncarea materialului pe berma superioară a treptei.
	b		Amplasarea în șah a găurilor. Simbure central mic. Legarea în serie-paralel sau paralel, cu fitil detonant pentru găurile cu aceeași întîrziere. Întîrziere de o treaptă.	Trepidații reduse. Sfărîmarea foarte bună și împrăștiere mică. Consum mic de capse și trepte de întîrziere.
	c		Amplasarea găurilor în șah. Simbure central lărgit. Idem *b*.	Trepidații foarte reduse. Sfărîmare foarte bună, împrăștiere foarte mică. Consum mare de capse și trepte de întîrziere.
	d		Idem *c*. Întîrziere de două trepte între găurile dintr-un rînd și de o treaptă între rînduri.	Idem *c*.

4. Scheme cu patru rînduri de găuri	*e*		Amplasarea pătratică sau în șah a găurilor. Simbure frontal.	Trepidații reduse. Sfărîmare bună, împrăștiere mică
	a		Amplasarea pătratică a găurilor. Schema fără simbure. Legarea în serie pe rînduri și în paralel între rînduri sau în paralel cu fitil detonant pentru gaură cu aceeași întîrziere. Întîrziere de o treaptă între grupele de găuri ale unui rînd și de două trepte între rînduri.	Trepidații mari. Sfărîmare slabă, împrăștiere mare. Se poate împușca un front lung cu un număr redus de trepte de întîrziere.
	b		Amplasarea pătratică a găurilor. Simbure central mic. Legare în serie pe rînduri și paralel între rînduri. Întîrziere de o treaptă.	Trepidații reduse. Sfărîmare foarte bună, împrăștiere mică.
	c		Amplasarea pătratică a găurilor. Simbure liniar. Legarea în serie pe rînduri și paralel între rînduri.	Trepidații medii. Putere mare de aruncare.
	d		Amplasarea în șah a găurilor. Simbure prismatic vertical.	Trepidații reduse. Consum mare de capse și trepte de întîrziere.

Încărcături cu intervale de aer. În primul rînd s-a acționat asupra modului de încărcare a explozivului în găurile lungi de sondă, renunțîndu-se de cele mai multe ori la încărcăturile în coloană continuă. Pentru o sfărîmare uniformă a masivului încărcăturile se așază discontinuu pe lungimea găurii, între diferitele porțiuni de încărcătură rămînînd interspații de aer. Partea cea mai mare din încărcătură trebuie să se găsească în acea porțiune din înălțimea treptei care prezintă cea mai mare rezistență la explozie.

Este rațional ca întreruperile să se facă în punctele unde taluzul treptei este cel mai apropiat de gaura de sondă, sau în punctele unde din cauza fisurației ar fi posibilă scăparea gazelor de explozie. În cazul rocilor stratificate așezate orizontal, diversele părți de încărcătură se plasează în stratele cele mai groase și mai tari.

În acest caz, transmiterea detonației la fiecare porțiune de încărcătură se va face cu ajutorul fitilului detonant, introdus pe întreaga lungime a găurii. Intervalele de aer se creează prin diferite procedee: introducerea în gaura de sondă a unui „mosor" de lemn, cu lungimea egală cu înălțimea intervalului de aer; suspendarea la înălțimea respectivă a unei cantități reduse de explozivi (10—15 kg), împachetată într-un cartuș de hîrtie; îngrădirea unei părți din gaură cu hîrtie; introducerea în gaură a unor cilindri de hîrtie, goi în interior, confecționați în cariera respectivă etc.

Împușcarea în mediu comprimat. În ultimii ani în multe cariere a fost aplicată cu succes metoda de împușcare în mediu comprimat. Împușcarea în mediu comprimat permite: executarea simultană a lucrărilor de împușcare — încărcare — transport, reducerea la minim a operațiilor ajutătoare (demontarea și montarea căii ferate, a rețelei de contact, a deplasării excavatorului etc.), creșterea intensității de sfărîmare a rocilor prin mărirea eficacității gazelor de explozie, mărirea productivității excavatorului prin lucrul acestuia la o înălțime constantă de treaptă etc.

Această metodă de lucru se caracterizează prin faptul că împușcarea se efectuează deodată pe înălțimea a două sau mai multe trepte și înainte de a se evacua complet masa de rocă extrasă prin împușcarea precedentă.

Lățimea de împrăștiere a rocilor la împușcarea în mediu comprimat (fig. XX.24) este dată de relația:

$$B_0 = B\left\{1 - \frac{x}{a_0}\right\}^{1,2} \quad [\text{m}] \qquad (4.12)$$

în care: B_0 este distanța de împrăștiere corespunzătoare unei lățimi x a zidului de sprijin (format din roci împușcate, dar neîncărcate), m;

B — lățimea de împrăștiere a rocilor la împușcarea cu două suprafețe libere, m;

a_0 — lățimea limită a zidului de sprijjin pentru care, după împușcare, masa minieră nu se împrăștie, m.

În practică, pentru determinarea lățimii zidului de sprijin, un rol important îl au proprietățile fizico-mecanice ale rocilor (tăria, tenacitatea, fisurabilitatea etc.) ce influențează consumul specific de exploziv, parametrii rețelei de găuri și amplasarea încărcăturilor în gaura de sondă. Pe baza unor experiențe în cariere, s-a stabilit dependența dintre lățimea zidului de sprijin și cea a zonei de împrăștiere a rocilor împușcate pentru diferite valori ale coeficientului de tărie f (fig. XX.25).

O utilizare rațională maximă a energiei de explozie în cazul treptelor înalte se realizează prin împușcarea în mediu comprimat cu încărcarea materialului în subtrepte, cînd utilajele de încărcat și transport se așază direct pe masa de roci afînate (fig. XX.26). În felul acesta operațiile de forare-împușcare au loc independent de cele de încărcare-transport.

Împușcarea cu conturarea prealabilă a masivului de tăiat. Metoda se bazează pe faptul cunoscut că propagarea undelor de tensiune, ca și reflecția și refracția lor, urmează legile acusticii.

Pentru localizarea energiei undei de tensiune în limitele volumului de dislocat, se recurge la crearea, în jurul încărcăturii de exploziv, a unui obstacol artificial care să aibă o conductibilitate acustică net diferită de cea a mediului care se împușcă.

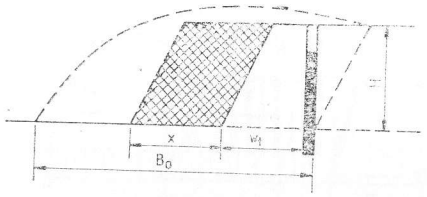


Fig. XX.24. Schema de calcul a lățimii de împrăștiere a rocilor la împușcarea în mediu comprimat.

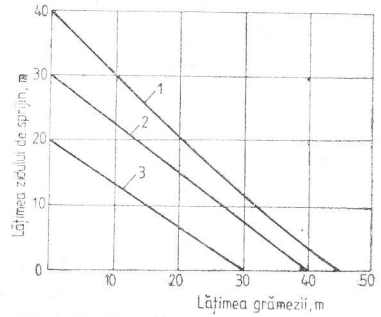


Fig. XX.25. Dependența lățimii grămezii de lățimea zidului de sprijin: *1* — roci cu $f = 16-18$; *2* — roci cu $f = 12-16$; *3* — roci cu $f = 6-12$.

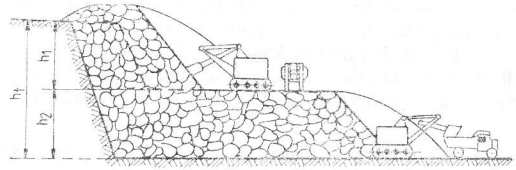


Fig. XX.26. Schema de transport auto a rocilor împușcate în trepte înalte.

La executarea lucrărilor miniere la zi, acest obstacol se poate crea prin executarea sau împușcarea unui *brîu de conturare*, de la care este posibilă reflectarea energiei undei de tensiune în direcția volumului de tăiat.

Pentru realizarea brîului de conturare și pentru evitarea dislocării puternice a masivului din spatele brîului, se perforează găuri cu diametru de maximum 60—110 mm, care se încarcă cu încărcături dispersate, detonate instantaneu sau cu minim 70 ms înaintea detonării dispozitivului principal de găuri; aceasta pentru a se asigura un interval de timp necesar și suficient formării unei zone cu o conductibilitate acustică diferită în raport cu masivul.

Prin folosirea metodei de împușcare cu brîu de conturare în exploatarea la zi a calcarelor și unde găurile au fost amplasate pe mai multe rînduri, după diferitele scheme de împușcare și detonante la intervale cu mică întîrziere (fig. XX.27), au ieșit în evidență următoarele avantaje principale pe care le prezintă utilizarea acestui procedeu: mă-

rirea randamentului cu 15% în roca detașată pe 1 m de gaură; reducerea consumului specific de exploziv, în medie cu 25%; micșorarea dimensiunilor bucăților de rocă cu aproximativ 20%; mărirea productivității excavatoarelor în medie cu 27,5%; evitarea totală a bucăților de rocă supragabarit.

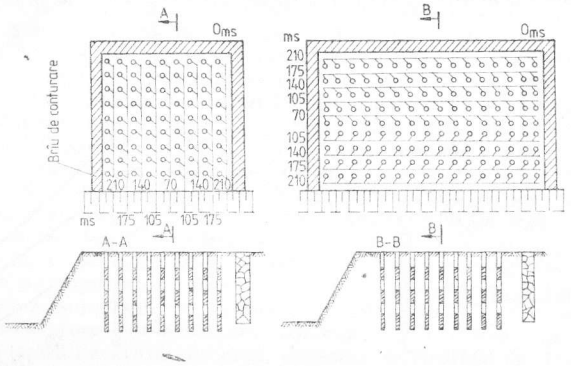


Fig. XX.27. Schema de împușcare pe mai multe rînduri de găuri cu microîntîrziere, cu executarea în prealabil a briului de conturare.

În afara amplasării găurilor de sondă pe rînduri, cercetările au arătat că amplasarea acestora în cuiburi creează condiții mai bune pentru interacțiunea undelor de șoc, obținîndu-se astfel o creștere a energiei utile de explozie.

Principiul metodei constă în amplasarea cîtorva găuri de sondă paralele între ele la distanțe apropiate, formîndu-se echivalentul unei încărcături cu diametru mare. Găurile de sondă paralele se amplasează în mănunchiuri sau cuiburi.

4.3.3. ÎMPUȘCAREA CU EXPLOZIVI AMPLASAȚI ÎN CAMERE DE MINARE

Camerele de minare sînt excavații executate în interiorul masivului supus dislocării, care au dimensiuni mari, putînd astfel înmagazina cantități apreciabile de exploziv. În funcție de configurația terenului, pentru deschiderea camerelor de minare galeriile se execută din puțuri verticale sau din galerii de coastă săpate la baza treptei.

Utilizarea puțurilor verticale pentru deschiderea camerelor de minare este avantajoasă numai la înălțimi mici de treaptă (15—20 m) și atunci cînd lipsește accesul la baza taluzului treptei de împușcat.

Conform normelor în vigoare, galeriile de coastă și cele de deschidere a camerelor de minare au, în mod obișnuit, înălțimea de aproximativ 1,5 m și lățimea de 1,0—1,2 m, iar puțurile au diametre sau dimensiuni astfel alese, încît în funcție de natura susținerii să asigure o secțiune utilă minimă de 1,2—1,5 m².

În funcție de lungimea și lățimea masivului necesar de extras, camerele de minare pot fi *unice* — cînd pentru tot frontul de lucru se amenajează numai o singură cameră — sau pot fi *duble* și chiar *multiple*, cînd pentru același front de lucru se amenajează două sau mai multe camere (fig. XX.28).

Metoda de derocare cu ajutorul camerelor de minare este indicat să se aplice la extragerea rocilor sterile și substanțelor minerale utile în cariere, în următoarele situații cînd volumul mare al rocilor detașate compensează cheltuielile efectuate pentru multi

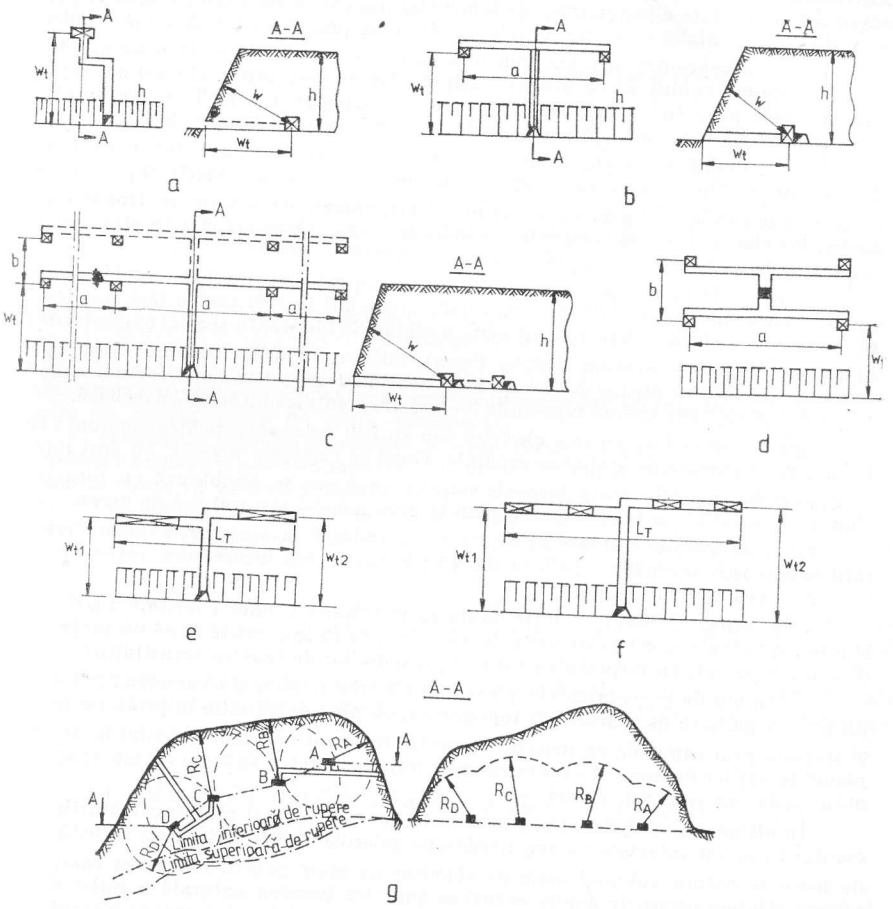


Fig. XX.28. Amplasarea galeriilor și camerelor de minare:
a — cameră unică săpată din galerie; *b* — camere duble; *c*, *d* — camere multiple; *e* — încărcături alungite; *f* — încărcături alungite discontinuu cu intervale de aer; *g* — mod de amplasare a camerelor în funcție de morfologia masivului de extras.

tudinea lucrărilor miniere pregătitoare; cînd folosirea altor procedee de derocare nu este posibilă sau cînd acestea duc la un cost mult prea ridicat pe unitatea de volum derocat; la derocarea unor categorii de roci care, în cazul aplicării metodei de derocare cu găuri de sondă, ar putea duce la înfundarea acestora; la realizarea descopertărilor, acolo unde morfologia terenului prezintă pante de peste 30° și care ar reclama măsuri speciale de transport și ancorare a instalațiilor de foraj; cînd nu există restricții în ceea ce privește granulația materialului și efectul seismic nu afectează protejarea fermă a unor obiective.

Pentru a concentra la maximum încărcătura, camerelor li se dă o formă cît mai apropiată de cea cubică. În cazul necesității amplasării unor cantități mari de explozivi, camera poate avea forma de paralelipiped dreptunghiular, cruce, T, L etc., însă și în acest caz trebuie să se tindă spre o concentrare cît mai mare a încărcăturii.

Înainte de a fi încărcate, camerele de minare se verifică dacă sînt perfect uscate, dacă nu sînt posibile infiltrații de apă și dacă nu sînt fisuri sau crăpături prin care s-ar putea scurge gazele exploziei. În caz de necesitate, camera de minare se izolează contra apelor, iar cînd se observă crăpături, acestea se zidesc. Dacă crăpăturile sînt prea mari, camera se betonează sau se abandonează.

Camerele de minare se încarcă întotdeauna cu cantități mari de explozivi, motiv pentru care explozivii se introduc, de regulă, ambalați în saci sau în lăzi, așa fel încît densitatea de încărcare să fie cît mai mare posibilă. Se folosesc în special explozivi de tipul amonitelor sau amestecurilor simple. Pentru inițiere, se utilizează încărcături speciale constînd din lăzi cu dinamită, fiecare ladă conținînd cel puțin două cartușe amorsate. Explozivul de inițiere utilizat reprezintă 5—8 % din greutatea încărcăturii de bază.

Aprinderea se face pe cale electrică sau cu fitil detonant; pentru siguranță se instalează două circuite de aprindere separate. După ce cartușele armate au fost introduse în centrul încărcăturii, toate lucrările miniere de acces se rambleiază cu rocă sterilă. Burajul se execută cu toată atenția, pînă la gura galeriei sau puțului de acces.

După terminarea tuturor lucrărilor se procedează la aprinderea încărcăturii. Mai întîi se încearcă aprinderea pe una din căi; în cazul cînd încărcătura nu se aprinde se recurge la cea de a doua cale.

Împușcarea în masă cu întrebuințarea simultană a unor cantități mari de substanțe explozive este o lucrare periculoasă și trebuie să se execute după un proiect tehnic dinainte întocmit, cu respectarea tuturor prevederilor de tehnica securității.

Înainte de executarea complexului de lucrări miniere și a camerelor se întocmește un proiect pe bază de măsurători topografice, cu plan de situație în proiecție orizontală și secțiuni prin camerele de minare. Proiectul întocmit cuprinde calculul încărcăturilor, planul lucrărilor de acces și al camerelor de minare; pentru aplicare el trebuie aprobat de autoritățile de control minier.

În ultimii ani au început să fie utilizate din ce în ce mai mult încărcăturile alungite continue sau cu intervale de aer, plasate pe galeriile direcționale. Prin această variantă de lucru se reduce volumul mare de săpături necesare pentru realizarea camerelor de minare. De asemenea, în multe cazuri se practică burarea naturală a căilor de acces, prin perforarea în tavanul și pereții acestora a unor găuri de mină care se încarcă cu cantități reduse de exploziv. Prin împușcarea în avans a încărcărilor de pe galeriile de acces, la împușcarea încărcăturilor alungite sau a celor din camerele de minare, căile de acces sînt deja rambleate, ceea ce duce la scurtarea timpului pentru derocare și economisirea unei mari cantități de manoperă.

4.3.4. ÎMPUȘCAREA CU EXPLOZIVI AMPLASAȚI ÎN CAMERE DE MINARE ȘI GĂURI DE SONDĂ

Tehnologia de lucru cu explozivi amplasați în camere de minare și găuri de sondă (fig. XX. 29) se aplică mai rar și anume numai în cazul unor trepte cu înălțimea peste 30 m. Prin aplicarea acestei tehnologii de lucru se urmărește eliminarea dezavantajelor

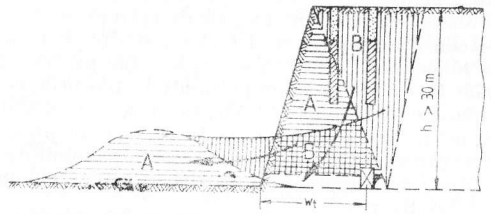


Fig. XX.29. Extragerea treptelor de înălțime mare cu ajutorul camerelor de minare și a găurilor de sondă.

exatragerii cu camere de minare în ceea ce privește prelucrarea taluzului și procentul mare de supragabarite de mari dimensiuni.

Tehnologia combinată necesită o bună corelare a parametrilor de amplasare și împușcare (camere și găuri de sondă), existînd pericolul apariției de balcoane sau de denivelări la vatră. În vederea diminuării acestor efecte negative, de o mare importanță este ordinea de împușcare. Numărul de rînduri de camere și amplasarea acestora este condiționată de numărul maxim de rînduri de găuri de sondă care se împușcă într-o repriză. Atît încărcăturile din camerele de minare cît și cele din găurile de sondă sînt dublu amorsate.

Ca material exploziv de bază se folosește amestecul exploziv AM-1, iar pentru inițiere dinamită II sau astralită, care reprezintă 5—8 % din greutatea încărcăturii de bază.

Parametrii de bază la extragerea cu explozivi amplasați în găuri de mină, găuri de sondă și camere de minare sînt prezentați în Secțiunea XVII. *Procedee de extragere.*

4.4. MĂRUNȚIREA SECUNDARĂ A BLOCURILOR NEGABARIT

După efectuarea exploziei urmează realizarea a două operații care se execută simultan cu operațiile de încărcare și transport al materialului dislocat.

Prima operație constă din *desprinderea bucăților de minereu sau rocă sterilă* care au rămas agățate sau înțepenite, în urma exploziei, pe taluzuri, fără a cădea și care s-ar putea desprinde ulterior, dînd naștere la accidente. Această operație de curățire se continuă și mai tîrziu, pe măsura încărcării materialului afînat din front.

A doua operație constă în *spargerea blocurilor mari*, de minereu și roci sterile, obținute la împușcarea frontului de lucru, care din cauza dimensiunilor necorespunzătoare (negabarite) nu pot fi încărcate de excavator și nu pot trece prin gura de alimentare a primului concasor.

În cazul utilizării unor excavatoare de mari dimensiuni în fronturile de încărcare, dimensiunile maxime a bucăților de minereu admise la încărcare sînt determinate de dimensiunile gurii de alimentare a concasorului primar. Tendința de a reduce la minim volumul lucrărilor de mărunțire secundară, care sînt destul de costisitoare, a dus la o tot mai largă folosire a concasoarelor de dimensiuni mari în faza inițială a concasării.

În practică se folosesc curent două metode de mărunțire secundară a blocurilor de dimensiuni mari: metoda prin împușcare și metoda sfărîmării mecanice.

Mărunțirea prin împușcare. La utilizarea explozivilor pentru mărunțirea secundară, *încărcăturile se introduc în găurile de mină* perforate în blocurile de roci care urmează a fi împușcate sau se folosesc *încărcături aplicate*, deschise (fig. XX.30).

Procedeul găurilor de mină se folosește în cazul unui procent mare de material de dimensiuni mari, iar procedeul încărcăturilor aplicate se folosește în cazul unui procent mic de material de dimensiuni mari precum și în cazurile cînd lucrările de împușcare secundară au un caracter temporar.

La utilizarea primului procedeu (fig. XX.30, *a*) se perforează găuri de mină cu lungimea minimă cuprinsă între 0,3—0,5 din diametrul mediu al blocului, care se încarcă și se împușcă în mod obișnuit. Avantajul metodei cu găuri de mină constă în consum redus de explozivi, dar necesită un volum mare de lucrări pentru perforare și alimentare cu aer comprimat.

La utilizarea celui de-al doilea procedeu, pentru realizarea încărcăturii aplicate se așază pe fața blocului mai multe cartușe dintr-un exploziv brizant, printre care unul amorsat (fig. XX.30, *b*). Cartușele se acoperă cu un strat de nisip fin, sau de argilă, care

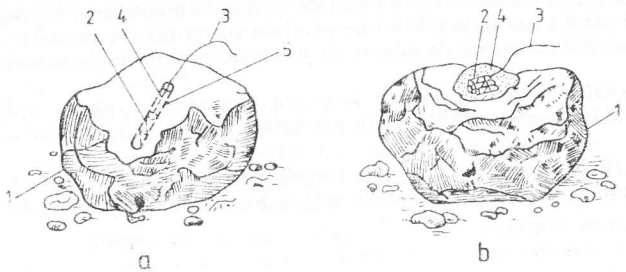


Fig. XX.30. Împușcarea secundară a blocurilor negabarit:
a — găuri de mină; *b* — încărcături aplicate; *1* — bloc de rocă; *2* — exploziv; *3* — fitil; *4* — burai; *5* — gaură de mină.

se presează ușor peste încărcătură. Apoi încărcătura se aprinde. Încărcătura aplicată se poate realiza și dintr-o anumită cantitate de exploziv pulverulent pe bază de azotat de amoniu, sub forma unei moviliție în care se introduce amorsa cu fitilul. Împușcarea cu încărcături aplicate este simplă, dar neeconomică, din cauza consumului mare de substanță explozivă. Pentru micșorarea acestui consum se recomandă *folosirea încărcăturilor cu efect cumulativ*.

Consumul de substanțe explozive, la utilizarea încărcăturilor aplicate deschise, se ridică la 1,5—2,5 kg pentru 1 m³ de rocă care urmează a fi împușcată secundar, și 0,05—0,07 kg la 1 m³ din întreaga masă de roci extrase.

Sfărîmarea secundară a minereului în frontul de lucru cu ajutorul lucrărilor de perforare-împușcare este metoda cea mai utilizată, dar, prezintă o serie de dezavantaje esențiale, care se reflectă în mod nefavorabil atît asupra întregii organizări a lucrărilor în front, cît și asupra indicilor tehnico-economici. Dintre dezavantajele cele mai importante ale sfărîmării secundare cu ajutorul lucrărilor de perforare-împușcare se menționează: necesitatea întreruperii lucrărilor în front în timpul împușcării, cu întreruperea rețelelor de iluminat și de forță ale sectorului sau ale întregii cariere; costul ridicat al rețelei de aer comprimat; consumul specific ridicat de explozivi, în cazul folosirii încărcăturilor deschise; necesitatea protejării mașinilor sau a îndepărtării lor din fronturile de lucru etc.

Mărunțirea prin sfărîmare mecanică. Pentru a evita dezavantajele pe care le prezintă mărunțirea secundară cu ajutorul explozivilor, în ultimii ani au început să fie folosite din ce în ce mai mult dispozitive mecanice care folosesc greutăți în cădere liberă sau spărgătoare mecanice de roci pentru mărunțirea secundară a blocurilor negabarite.

Mărunțirea mecanică este folosită în carierele de dimensiuni mari, acolo unde volumul de lucrări pentru mărunțirea secundară este destul de mare. În acest scop se folosesc *excavatoare pe șenile, echipate cu un braț* de aproximativ 15 m și *cu un berbec*. Berbecul are o greutate de 3—6 t și este confecționat din oțel forjat sau din fontă cu nichel. El este atașat de cablul excavatorului și prin cădere repetată poate sparge blocuri de 20—30 t fiecare.

Procedeul mecanic de sfărîmare a materialului de dimensiuni mari cu ajutorul unei greutăți în cădere liberă este simplu, sigur, lipsit de pericol și cel mai ieftin dintre toate procedeele de sfărîmare. Folosind lovituri repetate se poate obține orice grad de sfărîmare.

Spărgătoarele mecanice sînt utilaje de tipul unor perforatoare grele, montate pe suporți solizi și folosite pentru mărunțirea blocurilor negabarit provenite de la împușcare primară în cariere.

Spărgătoarele de roci lucrează după sistemul percutant și sînt acționate pneumatic sau hidraulic, avînd frecvență și energie de lovire foarte ridicată.

În cazul rocilor de tărie mare și foarte mare, factorul hotărîtor pentru sfărîmare este frecvența loviturilor, ceea ce permite aducerea rocii în stare de vibrație, pe cînd în cazul rocilor de tărie medie, cum ar fi de exemplu calcarele, energia loviturilor joacă rolul principal în mărunțire.

În cariere se utilizează, de obicei, spărgătoare de roci la care energia de lovire atinge cel puțin 1300 J/percuție.

Susținerea spărgătoarelor de roci se face de către excavatoare lopată mecanică acționate hidraulic.

Productivitatea spărgătoarelor de roci variază direct proporțional cu mărimea blocurilor primare și a celor rezultate după mărunțire și invers proporțional cu tăria rocilor. În cazul rocilor de tărie medie și a mărunțirii unor blocuri cu volum de peste 1,0 m³ productivitatea spărgătoarelor ajunge la 80 m³/h.

Toate spărgătoarele hidraulice sînt alimentate de la sistemul hidraulic al excavatorului pe care sînt montate. Spărgătoarele acționate pneumatic sînt alimentate de la un compresor, de obicei montat pe excavator, a cărui debit depășește cu aproximativ 20% debitul necesar spărgătorului.

Utilizarea în cariere a spărgătoarelor de roci prezintă o serie de avantaje comparativ cu mărunțirea prin împușcare, dintre care se amintesc: activitatea de mărunțire secundară se poate suprapune cu alte operații de la frontul de lucru și se poate executa la orice oră din timpul schimbului; riscuri de accidente mai puțin numeroase; zgomot redus; lipsa șocului seismic; productivitatea înaltă și cost redus.

De mai mulți ani, în carierele cu producții mici, acolo unde volumul lucrărilor este redus, sînt utilizate *penele hidraulice* pentru mărunțirea secundară a blocurilor negabarit.

Prin folosirea penelor hidraulice la sfărîmare secundară a blocurilor negabarit se obține: securitate deplină a lucrărilor, lipsa undelor de șoc și a materialului aruncat, proces tehnologic continuu etc.

5. EXTRAGEREA ROCILOR MOI ÎN CARIERE

Mecanizarea extragerii și încărcării rocilor de tărie mică și medie, în exploatările la zi, se realizează cu ajutorul excavatoarelor. Tot cu ajutorul excavatoarelor se realizează încărcarea rocilor tari și foarte tari extrase din masiv prin lucrări de perforare-împușcare.

Excavatoarele sînt mașini autopropulsate acționate cu motoare cu ardere internă, Diesel electrice sau electrice de mare randament.

După modul de lucru se cunosc două mari clase de excavatoare: 1) *excavatoare cu acțiune intermitentă*; 2) *excavatoare cu acțiune continuă*.

Excavatoarele cu acțiune intermitentă au *o singură cupă* și după modul de legare al cupei cu brațul de acționare se deosebesc două tipuri principale: — excavatoare cu legătura rigidă între cupă și braț; — excavatoare cu legătura flexibilă între cupă și braț.

Excavatoarele cu acțiune continuă *au mai multe cupe*, iar construcția lor se bazează pe două principii: — excavatoare cu fixarea cupelor tăietoare pe un lanț fără fine; — excavatoare cu fixarea cupelor tăietoare la periferia unui disc care se rotește.

5.1. EXCAVATOARE CU ACȚIUNE INTERMITENTĂ

Excavatoarele cu acțiune intermitentă sînt întrebuințate, în exploatarea la zi, pentru excavarea și încărcarea rocilor în vehicule de transport sau pentru excavarea și depunerea rocilor în depozit. Toate excavatoarele cu acțiune intermitentă sînt astfel construite încît în timp ce șasiul cu dispozitivul de deplasare rămîn fixe, partea superioară se poate roti în jurul unui pivot cu 180—270° sau 360°.

După tipul sistemului de comandă se construiesc excavatoare cu comenzi: mecanice, hidraulice, pneumatice, electrice și combinate (mecano-hidraulic, mecano-pneumatice și electro-hidraulice).

În funcție de puterea lor sau de capacitatea cupei, excavatoarele cu o cupă se împart în trei clase de construcție: mică, medie și mare. În cadrul fiecărei clase se deosebesc trei modele: model ușor, mediu și greu.

— Excavatoarele mici, cu capacitatea cupei de 0,24—1,5 m³, pot fi echipate și lucra ca: excavator cu cupă dreaptă, draglină, graifer, excavator cu cupă întoarsă și în plus macara și sonetă.

— Excavatoarele medii, cu capacitatea cupei de 1,7—4,0 m³, pot fi echipate și lucra ca: excavator cu cupă dreaptă, draglină și graifer.

— Excavatoarele mari, cu capacitatea cupei peste 5 m³, sînt întrebuințate pentru executarea lucrărilor de descopertare. Aceste excavatoare sînt construite numai în varianta cu cupă dreaptă sau în varianta draglină.

5.1.1. EXCAVATORUL CU CUPĂ DREAPTĂ (LOPATĂ MECANICĂ)

Cu toată marea diversitate a tipurilor de excavatoare cu o cupă, construcția lor generală este în principiu aceeași, diferența constînd numai în soluții constructive de detaliu.

Excavatorul cu o cupă (fig. XX.31) este compus din trei subansambluri principale și anume: *A* — cadrul inferior cu mecanismul de deplasare; *B* — platforma rotitoare cu sistemul de acționare, mecanismele și comenzile; *C* — echipamentul de lucru.

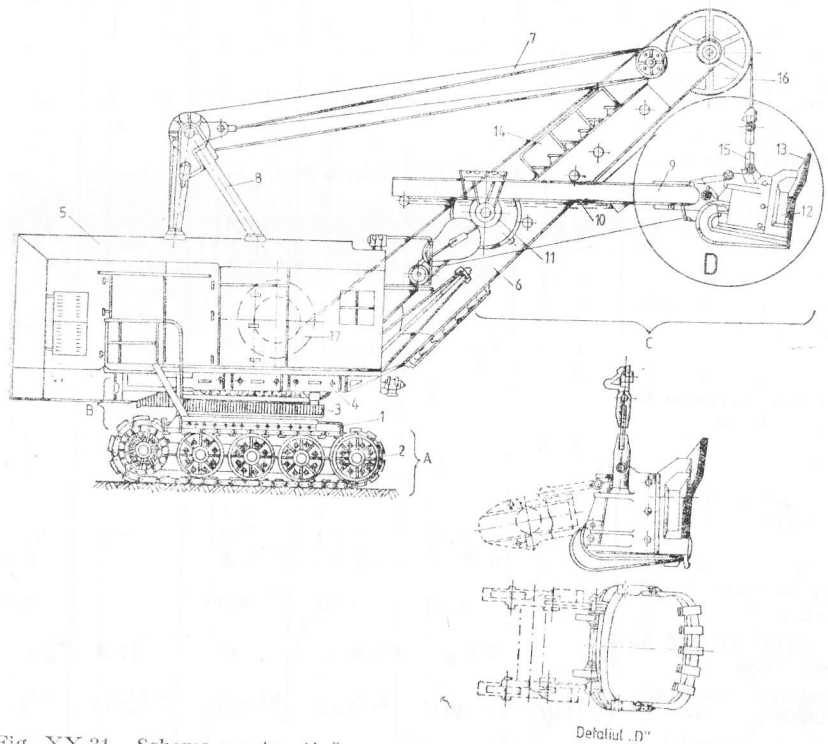


Fig. XX.31. Schema constructivă a excavatorului lopată mecanică (cu lingură dreaptă):

1 — cadru inferior; *2* — șenile; *3* — coroană dințată; *4* — platformă rotitoare; *5* — cabină; *6* — brațul excavatorului; *7* — cabluri de susținere a brațului; *8* — ramă pentru fixarea cablurilor *7*; *9* — mînerul cupei; *10* — cremalieră; *11* — mecanism de împingere; *12* — cupă; *13* — dinți; *14* — cablu de ridicare a cupei; *15* — articulație pentru cablul de ridicare; *16* — molete; *17* — troliu de ridicare.

Caracteristicile tehnice ale principalelor tipuri de excavatoare

Indicatori	Tipul					
	E—03	Mb-2; Ry-1	MC	E—2510	E—301	Ry—150
Volumul cupei, m^3	0,3	1,0	1,4	2,5	3	1,5
Lungimea brațului de sprijin, m	4,90	6,10	7,4	8,8	10	6,50
Lungimea minerului cupei, m	2,30	4,9	6,20	7,10	—	—
Înclinarea brațului de sprijin, grade	—	45; 60	45,60	45; 52; 60	45; 52; 60	45; 60
Raza maximă de excavare la nivelul bazei excavatorului, m	—	5,6; 5,0	6,5; 5,9	—	—	—
Raza maximă de excavare, m	5,90	10; 9,3	11,4; 10,6	13,4; 13,0; 12,5	—	10,35; 9,70
Raza maximă de descărcare, m	5,40	9,2; 8,5	10,5; 9,7	12,1; 11,7; 11,2	13,2; 12,0; 10,3	9,50; 8,40
Înălțimea maximă de excavare, m	6,30	7,8; 8,4	8,4; 10,6	8,6; 10; 11,0	10,3; 11,8; 13,2	7,8; 8,40
Înălțimea maximă de descărcare, m	2,90	5,1; 7,0	5,9; 8,1	7,4; 7,0; 6,6	—	5,75; 6,45
Raza de rotire a cabinei, m	2,6	3,53	4,03	4,80	—	3,53
Presiunea specifică pe sol, N/cm^2	—	9	9,5	13	12,4	9,7—10
Greutatea excavatorului, kN	110	402	590	727	200	404
Lățimea drumului în vehiculare, m	3,0	—	4,5	—	—	
Înclinarea drumului, grade	22°	20°	20°	—	—	20°

Tabelul XX.20

Hopată mecanică (cupă dreaptă) folosite în România

excavatorului							
SC 3601	E—302	SE—3	ESE 8001	E—2002	EKG 4,6	EVG—4	EVG—6
2,8	4,0 4,6	3...5	8...12	2—3	4,6	4—5	6
—	10,0	10,5	13,36	8—6	10,6	20,5	30
—	—	—	11,32	6,1	7,3	12,9	20
—	45	45	47	45	45	55	45
8,5	—	—	12,0	7,4	8,2	14,3	20,3
9,7	14,3	14,0	18,34	11,5	14,4	23,4	35
—	12,9	12,76	16,3	10,8	12,65	20,9	33,3
11,0	10,3	9,68	14,0	9,3	10,2	20,4	27,4
—	—	6,6	8,3	6,0	6,3	16	22
3,7	—	—	8,16	4,2	5,25	7	10
12,2	18,6	18	20,5	12	21,5	22	28
750	1090	1720	3710	792	1620	3300	5820
3,5	—	5,20	7,0	5,1	5,24	6,9	11,2
—	—	12°	12°	20°	12°	7°	7°

Ciclul de lucru al cupei începe prin așezarea acesteia în punctul cel mai de jos al taluzului treptei, după care urmează ridicarea cupei cu ajutorul troliului, al cărui cablu trece peste scripetele brațului de sprijin, cu împingerea simultană a brațului cupei prin acționarea angrenajului cremalierei. La construcțiile fără angrenaj cu cremalieră, brațul de sprijin nu este fix și, prin înclinarea sa, împinge brațul cupei — simplu articulat cu cel de sprijin — înspre taluz. Prin aceste mișcări, cupa se umple cu materialul excavat. Cupa ridicată este adusă, prin rotirea cabinei, deasupra vasului de transport și golită prin acționarea unui clichet cu arc, tras cu ajutorul unui cablu subțire. Prin coborîrea cupei, capacul, constituind fundul cupei, se închide, iar cupa este adusă din nou în poziție de încărcare.

Excavatorul funcționează în același loc, atît timp cît raza de acțiune a cupei permite încărcarea acesteia, după care el se deplasează înspre taluz și ciclul reîncepe. Durata unui ciclu la o viteză medie a mișcărilor de acționare a unui excavator de mare capacitate este de cel mult 40—45 s. Această durată depinde de capacitatea cupei, de unghiul de rotire pe care trebuie să-l facă excavatorul pentru descărcarea cupei și, în principal, de modul de acționare al acestuia. La excavatoarele cu motor Diesel, mișcările se efectuează pe rînd. Excavatoarele cu acționare electrică permit suprapunerea mișcărilor și dispun de două sau trei motoare.

În ultimul timp, excavatoarele cu o cupă, cu capacitatea acesteia de pînă la 5 și chiar 7 m³, sînt acționate hidraulic. Caracteristic pentru această acționare a excavatoarelor este faptul că mișcările echipamentului de lucru sînt executate cu ajutorul unor cilindri hidraulici (fig. XX.32).

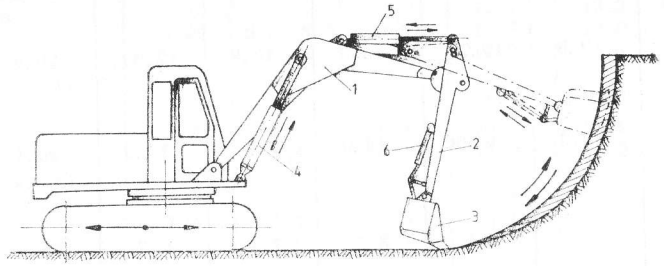


Fig. XX.32. Excavator hidraulic cu cupă dreaptă :
1 — braț; *2* — mîner; *3* — cupă; *4* — cilindrul brațului; *5* — cilindrul mînerului; *6* — cilindrul cupei.

Dimensiunile principale de lucru ale unui excavator lopată mecanică pot fi urmărite în fig. XX.33 și sînt în funcție de capacitatea cupei, lungimea brațului și lungimea cozii cupei.

Valoarea parametrilor de lucru ai excavatorului se modifică în funcție de unghiul de înclinare α al brațului de sprijin. Cu brațul așezat mai aproape de verticală se mărește înălțimea dar se reduce corespunzător raza de acțiune a excavatorului. Brațul așezat mai aproape de orizontală sau mai puțin înclinat mărește raza de acțiune și micșorează înălțimea de excavare a utilajului.

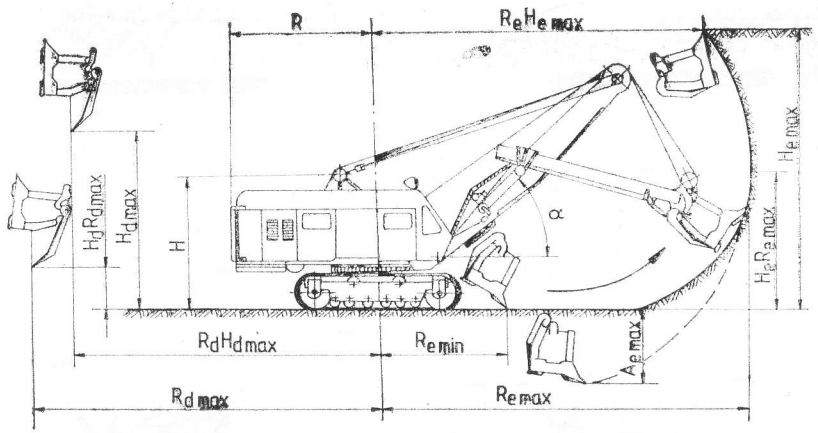


Fig. XX.33. Dimensiunile de lucru ale excavatorului cu cupă dreaptă :
R_e este raza de excavare, adică distanța pe orizontală de la axul de rotație a excavatorului pînă la muchia tăietoare a cupei; acest parametru poate avea o valoare maximă $R_e\,max$ și o valoare minimă $R_e min$; $H_e\,max$ — înălțimea maximă de excavare; $R_d\,min$ — raza minimă de descărcare; $H_d\,max$ — înălțimea maximă de descărcare; $A_e\,max$ — adîncimea maximă de excavare; $R_e\,H_e\,max$ — raza de excavare la înălțimea maximă de excavare; $R_e\,H_e\,max$ — raza de descărcare la înălțimea maximă de descărcare; $H_d\,R_d\,max$ — înălțimea de descărcare la raza maximă de descărcare; R — raza de rotație a părții posterioare a cabinei; H — gabaritul de înălțime a excavatorului.

Raza de rotație a părții posterioare a cabinei determină poziția pe care excavatorul o poate ocupa în frontul de lucru, iar gabaritul înălțimii determină posibilitatea de trecere sub obstacole a excavatorului cu echipamentul de lucru demontat.

Caracteristicile tehnice și de exploatare ale unor excavatoare cu o cupă răspîndit pe șantierele țării noastre sînt date în tabelul XX.20.

Executarea lucrărilor. Extragerea și încărcarea rocilor sau substanțelor minerale utile cu ajutorul excavatorului cu cupă dreaptă se poate executa în diferite moduri, după cum se prezintă în fig. XX.34.

5.1.2. EXCAVATORUL CU CUPĂ INVERSĂ

Majoritatea excavatoarelor cu cupă inversă construite în prezent sînt acționate hidraulic (fig. XX.35). Manevrarea brațului *1*, în acest caz, se face cu cilindrul hidraulic *4*. Rotirea mînerului cupei *2*, față de braț, se execută cu cilindrul hidraulic *5*. Aceste excavatoare sînt prevăzute și cu un cilindru *6* pentru bascularea cupei *3*.

Excavatoarele cu cupă inversă acționate hidraulic execută excavarea, în principal, prin manevrarea mînerului cu cilindrul *5*. În roci slabe se poate executa excavarea și numai prin bascularea cu cilindrul *6*. Aceste excavatoare pot executa excavații și deasupra nivelului de staționare, iar prin combinarea celor trei mișcări se pot realiza, în funcție de condițiile impuse, diferite traiectorii de săpare.

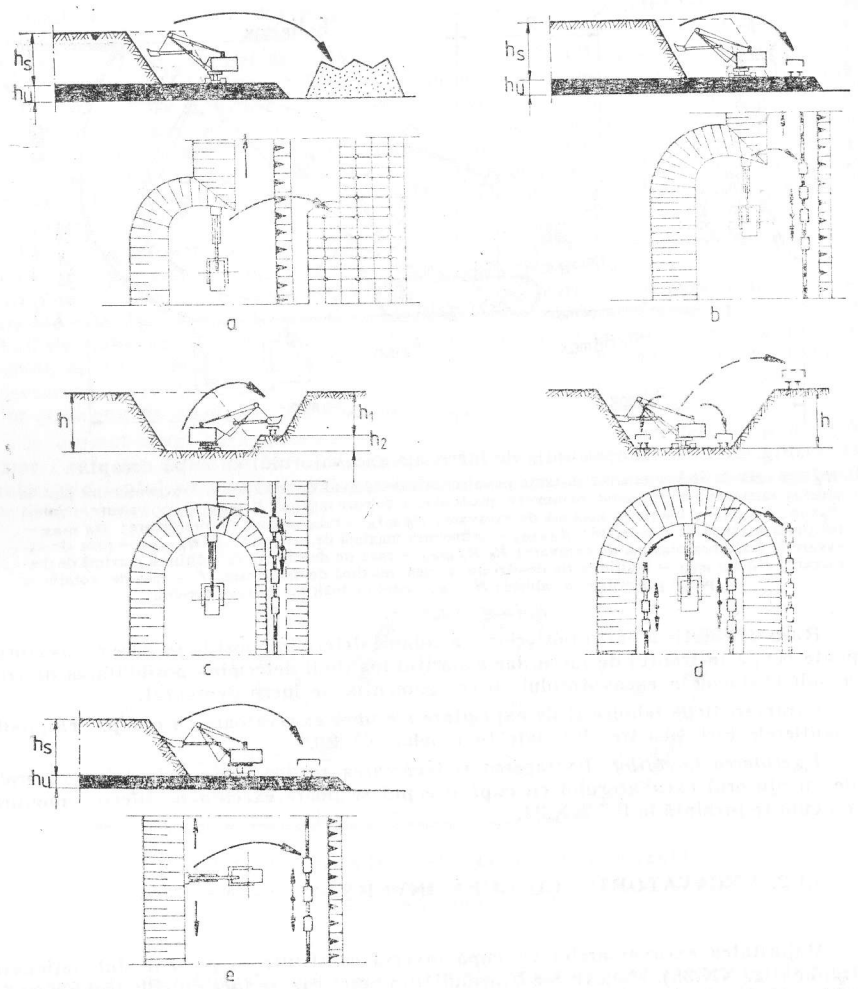


Fig. XX.34. Scheme de executare a lucrărilor cu excavatorul cu cupă dreaptă :

a — excavare în bloc și descărcare în haldă. Schema se aplică în cazul metodelor de exploatare cu depozitarea directă a sterilului în spațiul exploatat; *b* — excavare în bloc și încărcarea laterală la același nivel — încărcarea rocii sau substanței minerale utile se face în mijloace de trasuport care circulă pe căi sau drumuri amenajate paralel cu frontul trepeti la același nivel cu excavatorul; *c* — excavare în bloc și încărcarea laterală la nivel superior . — Schema se aplică la săparea tranșeelor de mare adîncime și lătime și, de asemenea, în carierele unde extragerea treptelor se face în subtrepte; *d* — excavare în front unic — Schema se aplică la săparea tranșeelor și la deschiderea fronturilor inițiale de lucru în cariere; *e* — excavarea frontală și încărcarea laterală la același nivel. — Schema se întîlnește în carierele unde se întrebuințează front de lucru pe front de treaptă.

Echipamentul de lucru cu cupă inversă se folosește de obicei la excavatoarele universale, cu cupă de 0,15—1,50 m³ capacitate. Recent au apărut și excavatoare hidraulice a căror cupă a ajuns la 8,8 m³. Parametrii de lucru ai acestui excavator sînt marcați în fig. XX.36. Întrucît la acest echipament nu există un mecanism special de împingere a cupei, iar greutatea proprie a brațului este redusă, durata ciclului de lucru este mai mare

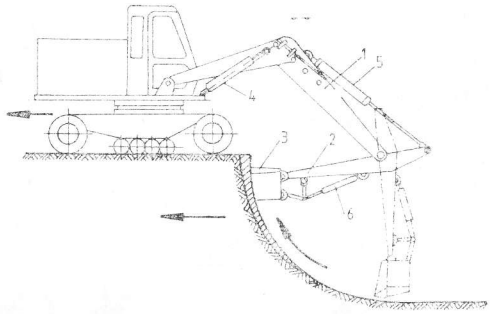


Fig. XX.35. Excavator cu cupă inversă cu acționare hidraulică.

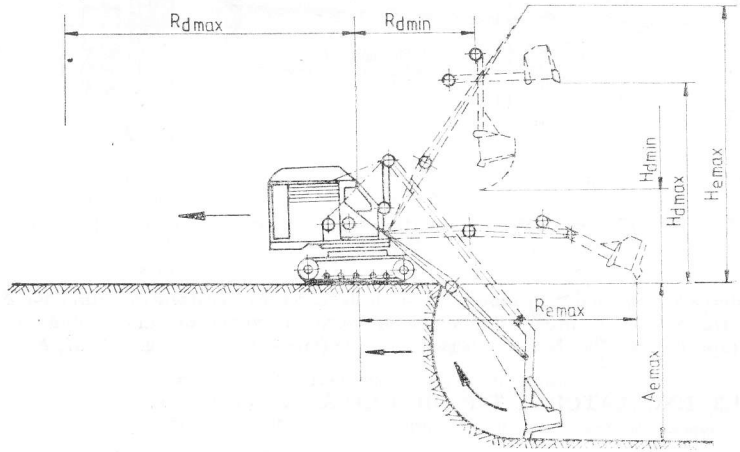


Fig. XX.36. Dimensiunile de lucru ale excavatorului cu cupă inversă :

$A_{e\,max}$ — adîncimea maximă de excavare; $R_{e\,max}$ — raza maximă de excavare; $H_{e\,max}$ — înălțimea maximă de excavare; $R_{d\,max}$ — raza maximă de descărcare $H_{d\,max}$ — înălțimea maximă de descărcare; $R_{d\,min}$ — raza minimă de descărcare; $H_{d\,min}$; — înălțimea minimă de descărcare.

decît la excavatorul cu cupă dreaptă, cu 15—20%, şi, ca urmare, productivitatea este mai scăzută.

Executarea lucrărilor. Cupa inversă este folosită mai ales pentru executarea gropilor mici de fundaţie şi a tranşeelor de fundaţie pentru clădirile industriale şi civile, a tranşeelor pentru conducte, a canalelor, a tranşeelor de asecare etc. Ea poate lucra

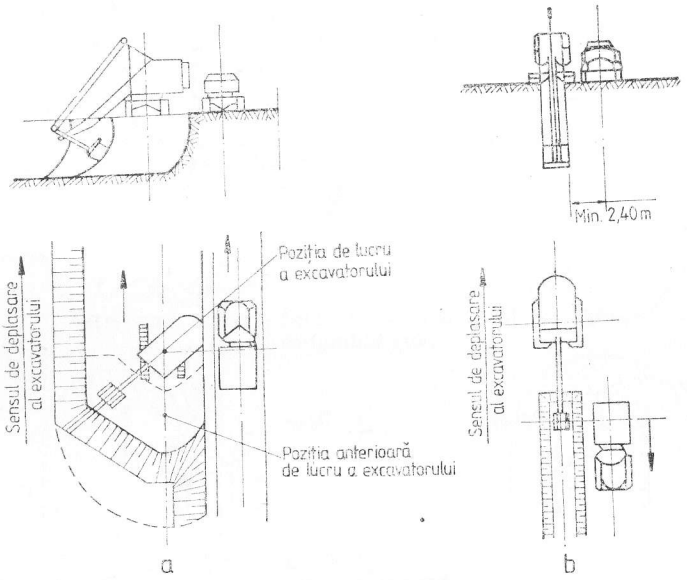


Fig. XX.37. Schemele de executare a lucrărilor cu excavatorul cu cupă inversă.

atît cu descărcarea rocilor în haldă, cît şi cu descărcarea acestora în vehiculele de transport. În fig. XX. 37 se prezintă schemele de lucru ale excavatorului cu cupă inversă în blocuri (spaţii largi, fig. XX 37, *a*) şi în tranşee (spaţii înguste, fig. XX.37, *b*).

5.1.3. EXCAVATORUL TIP DRAGLINĂ

Dintre excavatoarele cu o cupă avînd leăgtura flexibilă între braţul de susţinere şi cupă, cel mai reprezentativ şi cu productivitatea cea mai mare este draglina (fig. XX.38), care se deosebeşte de lopata mecanică prin faptul că se înlocuieşte mînerul rigid al cupei printr-un cablu.

După cum se vede din fig. XX.38, prin coborîrea cablului *1*, cupa se aşază pe suprafaţa terenului sau a materialului care urmează a fi excavat şi transportat. Lăsînd liber

cablul *1* şi trăgînd de cablul *6*, cupa se tîrăşte, iar dinţii *8*, sub acţiunea greutăţii proprii, pătrund în material şi cupa se încarcă. Ea are forma paralelipipedică cu pereţii superior şi frontal — în poziţie de încărcare— liberi.

Ţinînd în tensiune cablul *6* şi trăgînd de cablul *1*, cupa încărcată este ridicată spre vîrful braţului. Prin rotirea cabinei, braţul aduce cupa deasupra punctului de descărcare unde, prin slăbirea cablului de tragere *6*, cupa rămîne suspendată de lanţurile *2*

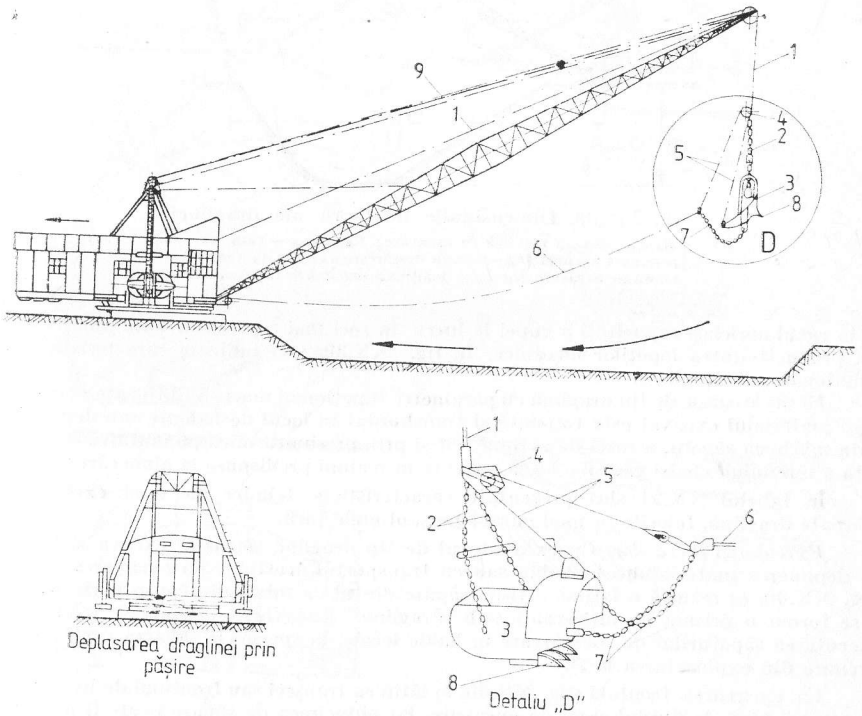


Fig. XX.38. Excavatorul tip draglină :

1 — cablu de ridicare; *2* — lanţuri laterale posterioare; *3* — cupă; *4* — scripete; *5* — cablul de încărcare; *6* — cablul de tragere; *7* — lanţuri laterale anterioare; *8* — dinţii cupei; *9* — cablurile de susţinere a braţului draglinei.

cu peretele frontal în jos, producînd astfel căderea materialului. În lanţurile *2* este fixată o tijă intermediară a cărei lungime este ceva mai mare decît lăţimea exterioară a cupei, astfel încît cupa să se poată roti liber între lanţurile *2*. După golirea cupei, excavatorul se roteşte din nou spre frontul de lucru şi ciclul de lucru reîncepe.

Existenţa legăturii flexibile dintre cupă şi braţ asigură funcţionarea cu succes a draglinei numai în roci moi. Extragerea rocii cu draglina se execută în fronturi situate sub nivelul planului platformei sau bermei pe care se

găsește și vehiculează excavatorul. Raza mare de acțiune și posibilitatea excavării terenului moale și a terenului sub apă, inferior nivelului platformei excavatorului, este un avantaj deosebit al draglinei. Uneori draglinele sînt folosite pentru excavarea deasupra nivelului de vehiculare, dar în acest caz lucrează cu o productivitate mult mai redusă. Productivitatea draglinei este ceva mai mică decît aceea a lopeților mecanice

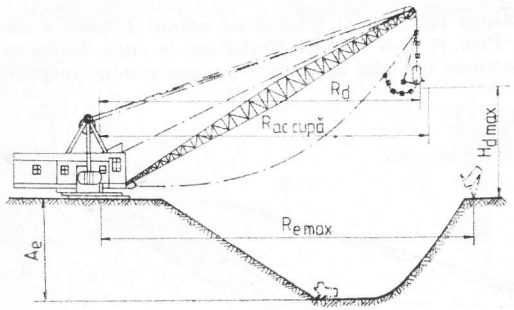


Fig. XX.39. Dimensiunile de lucru ale draglinei:
$R_e\,max$ — raza maximă de excavare; $R_{ac\,cupa}$ — raza de acționare a cupei; R_d — raza de descărcare a cupei; A_e — adîncimea de excavare; $H_d\,max$ — înălțimea maximă de descărcare.

și, în cazul aceleiași capacități a cupei la lucru în roci moi reprezintă aproximativ 80% din productivitatea lopeților mecanice. În fig. XX.39, sînt indicate caracteristicile de funcționare ale draglinei.

Excavatoarele de tip draglină cu parametri funcționali mari sînt utilizate în cazurile cînd materialul excavat este totodată și transbordat în locul de haldare sau depozitare. Prin mărimea săgeții, a razei de acțiune, cît și prin presiunea mică pe unitatea de suprafață a terenului, ele își găsesc o largă aplicare în regiuni predispuse la alunecări de teren.

În tabelul XX.21 sînt prezentate caracteristicile tehnice ale unor excavatoare echipate draglină, folosite în mod curent pe șantierele țării.

Executarea lucrărilor. Cu excavatorul de tip draglină se poate excava și frontal, cu depunerea materialului în haldă sau cu transportul acestuia. La excavarea laterală (fig. XX.40, *a*) rezultă o lățime a fișiei săpate destul de mică, din cauza pericolului de a se forma o prismă de aluneraare sub draglină. Excavarea laterală se folosește la executarea săpăturilor de descărcare în halde locale, în special la săparea șanțurilor de drenare din exploaztarea la zi.

La excavarea frontală (fig. XX.40, *b*) lățimea tranșeei sau frontului de lucru poate să ajungă pînă la dublul razei de excavare, iar adîncimea de săpare poate fi mult mai mare decît în cazul precedent. Avantajul excavării frontale constă în posibilitatea executării tranșeelor cu taluzuri abrupte, care nu se pot realiza la excavarea laterală, din cauza pericolului surpării.

În fig. XX.40, *c* este prezentat modul de lucru a draglinei la descoperirea stratelor de substanță minerală utilă, cu depunerea directă a sterilului în spațiul exploatat.

Excavatoarele moderne cu o cupă de clasă mică și medie pot fi trecute, fără modificări costisitoare, de la o formă și destinație la alta. Aceste agregate, pe lîngă echipamentele și utilizările prezentate, mai pot fi echipate și folosite ca graifăre, nivelatoare, sonete pentru baterea pilonilor sau macarale de ridicare.

La alegerea utilajului de excavare-încărcare în carieră trebuie să se țină seama de următorii factori: caracteristicile rocilor de excavat și încărcat; dimensiunile geometrice ale locului de muncă, capacitatea de producție necesară de realizat și caracteristicile constructiv-funcționale ale tipurilor de excavatoare posibile de aplicat. Atunci cînd pot fi folosite mai multe utilaje în același scop, criteriul de alegere a acestora sînt costurile. Eficacitatea utilajului este legată atît de asigurarea funcționării extensive la întreaga capacitate a acestuia, cît și de asigurarea utilizării intensive la întreaga capacitate a restului utilajelor din fluxul tehnologic.

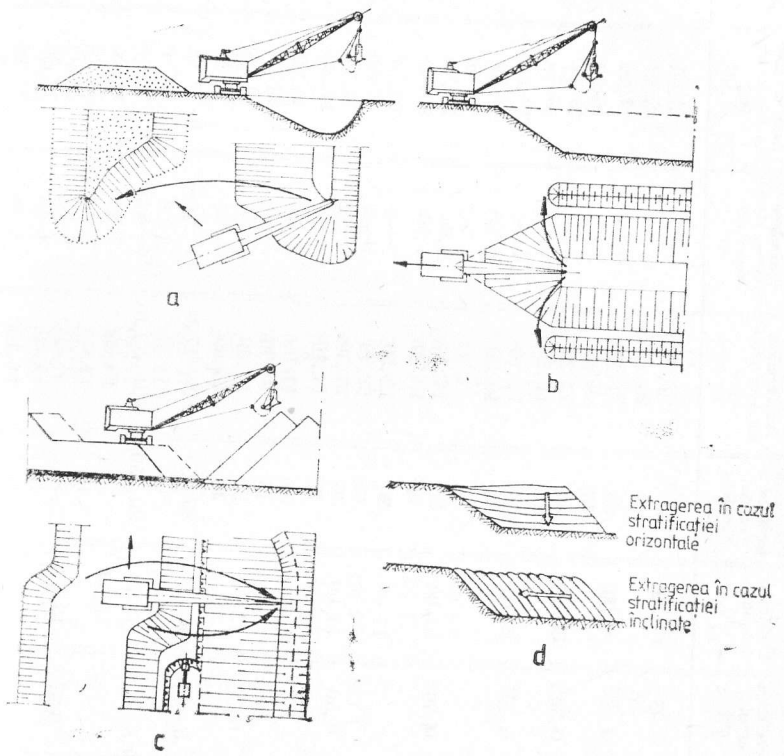


Fig. XX.40. Scheme de lucru cu draglina:
a — săparea șanțurilor — excavare laterală; *b* — săparea șanțurilor — excavare frontală; *c* — descopertarea — excavare frontală; *d* — moduri de excavare în funcție de stratificația rocilor.

Tabelul XX.21

Caracteristicile tehnice ale excavatoarelor echipate draglină folosite curent în România

Tipul excavatorului	Capacitatea cupei [m³]	Lungimea brațului [m]	Unghiul de înclinare a brațului [grade]	Raza maximă de excavare [m]	Adîncimea maximă de excavare de la suprafață [m]	Raza maximă de descărcare [m]	Înălțimea maximă de descărcare [m]	Masa netă [m]
E—03	0,35	10,50	30	12,70	5,30	10,00	4,47	11,25
E—302			45	10,10	4,20	8,30	6,30	
		8,00	30	9,20	3,60	7,80	7,80	11,40
			45	8,40	3,00	6,50	4,50	
E—353	0,35	11,00	30	12,20	3,50	10,40	5,40	11,60
			45	11,10	4,80	8,70	6,63	
E—05	0,50	10,00	30	11,10	4,40	10,00	3,50	22,20
			45	10,20	3,80	8,30	5,50	
E—505 A	0,50	13,00	30	14,30	6,60	12,50	5,30	23,05
E—651			45	13,20	5,90	10,40	8,00	
E—652		11,00	30	12,50	—	10,70	3,80	18,05
			45	11,40	—	9,00	6,10	
D—051	0,50	14,00	30	15,50	—	13,30	5,30	18,70
			45	14,10	—	11,10	8,00	
		10,00	30	11,00	4,40	9,90	3,77	22,20
			45	10,20	3,80	8,38	5,50	
KM—503	0,50	13,00	30	14,30	6,60	12,56	5,30	
			45	13,20	5,90	10,50	8,00	
DH—801	0,5—0,6	8—14	30—50	0,8—17,0	4,5—7,5	6,1—13,1	2,0 8,7	20,1
DH—1201	0,8—1,2	8—17	30—50	8,0—22,0	4—8,5	6,0—15,63		30
		11,00	30	13,00	3,50	10,90	3,40	30,50
			40	12,00	2,50	9,20	5,70	
E—754	0,75	15,00	30	16,50	6,00	14,00	5,40	
			45	14,50	4,50	13,00	8,50	
UB—75	0,60	10,00	30	11,10	4,90	10,20	3,70	22,25
			55	8,15	3,00	7,25	6,90	
UB—80	0,60 1,00	13,00	25	16,00	5,50	13,30	2,9/3,20	23,00
			45	13,00	4,50	10,80	6/7/7,00	

		12,50	30	—	5,50	12,20	3,50	
			45	—	4,40	10,20	6,10	32,77
E—10,011	1,00	15,00	30	—	7,80	14,40	5,20	
	0,75		45	—	5,70	12,00	8,30	
		12,50	30	14,30	6,00	12,40	4,00	
			45	12,90	5,10	10,40	6,50	40,40
E—10003 A	1,00	15,00	30	16,80	7,50	14,60	5,50	
E—10004 A			45	15,20	6,80	12,20	8,80	
E—1003	1,00	13,00	30	14,40	5,80	12,80	4,20	
E—1004			45	13,20	4,90	12,80	6,90	40,50
KU—1001		16,00	30	17,50	8,00	10,80	5,70	
			45	16,20	7,10	15,40	9,00	
RY1 (Mb2)	1,05	10,90	25	14,23	4,25	11,70	2,25	36,80
			40	13,27	4,00	10,16	4,50	
UB—120	1,20	14,00	25	17,60	5,96	14,66	3,23	40,78
			40	16,90	5,66	11,87	7,21	
		13,00	30	14,40	6,20	12,80	4,20	38,40
			45	13,20	5,40	10,80	6,90	
KU—1206	1,00	16,00	30	17,50	8,50	15,40	5,70	38,90
			45	16,20	7,60	12,90	9,00	
		12,50	30	14,30	6,00	12,40	4,00	39,80
E—1251	1,00		45	12,90	5,10	10,40	6,50	
E—1252		15,00	30	16,80	7,80	14,60	5,50	40,70
			45	15,20	6,80	12,20	8,80	
MC	1,60	12,85	25	16,20	4,90	13,70	2,90	
			40	14,90	4,60	11,80	5,60	
RY—150	1,05	10,90	25	14,23	4,25	11,70	2,00	33,70
			40	13,70	4,00	10,10	4,30	
M & H—M152	1,05	14,40	25	17,80	5,80	14,60	3,60	
			40	17,20	5,50	12,64	6,70	
E—2510	2,00	20,00	30	22,20	9,60		7,30	103,80
			45	20,40	8,60		11,20	
ES—1	3,46	38,0	25	42,00	—	34,00	17,00	164,00
			35	—	—	—	—	
ES—4/40	4,0	44,0	25,35	38,00	20,5	39,5	—	17,40
ES—5/43	5,4	45,0	25,35	—	20,5; 18,5	49,5	30; 23	18,60
ES—6/60	6,0	60,0	30	56,00	—	57,0	—	52,00

În prezent, marile firme constructoare de utilaj minier pentru cariere construiesc excavatoare cu acțiune discontinuă, cu capacitatea cupei din ce în ce mai mare. Acest lucru se datorește în primul rînd marilor avantaje pe care le prezintă *aplicarea metodelor de exploatare cu depozitarea directă a sterilului în spațiul exploatat.*

Astfel, se fabrică în lume excavatoare cu cupă dreaptă, cu capacitatea cupei de 2—15 m³ pentru lucru în front, *cu transportul rocii*, numite *excavatoare de treaptă* și excavatoare cu capacitatea cupei de 15—35 m³ pentru excavarea și depozitarea descopertei direct în spațiul exploatat, numite *excavatoare pentru descopertare*. De asemenea, se fabrică mai multe tipuri de dragline cu capacitatea cupei de 4—50 m³ și lungimi ale săgeții de 115—125 m.

În România, la Intreprinderea de Utilaj Greu „Progresul" Brăila, se fabrică excavatoare cu cupă de 8,0 m³, acționate electric și excavatoare cu cupă de 2,8 m³ acționate hidraulic.

Făcînd o comparație între excavatoarele cu cupă dreaptă și dragline, se constată că cele cu cupă dreaptă au o mare stabilitate, sînt mai productive și pot lucra și în roci de tărie mare, pe cînd draglinele au o greutate mai mică la aceeași capacitate a cupei, dau presiuni pe sol mai mici, au o rază de acțiune mai mare, lucrează bine la strate cu acoperișul neregulat și în roci moi, sînt mai ieftine și reclamă o întreținere mai mică și mai ușoară.

5.2. EXCAVATOARE CU ACȚIUNE CONTINUĂ

Construcția excavatoarelor cu acțiune continuă a marcat, în ultimul timp, o puternică dezvoltare, ca urmare a necesității ridicării producției și productivității muncii în exploatările la zi. La aceste utilaje operațiile de excavare, transport și descărcare se execută în mod continuu.

5.2.1. EXCAVATOARE DE TIP ELINDĂ

Excavatoarele de tip elindă au cupele tăietoare fixate pe un lanț fără fine. Prin mișcarea lanțului de-a lungul unui braț conducător, cupele rad — așchiază — terenul pe o anumită adîncime, se încarcă cu material pînă la umplere și ajungînd într-un anumit punct din interiorul excavatorului se golesc.

Excavatorul elindă, cunoscut sub numele de *excavator cu lanț cu cupe tăietoare*, este destinat excavării și evacuării rocilor moi omogene, cum sînt nisipuri obișnuite, nisipuri ușor cimentate, argile moi și medii, marne moi, cărbune moale etc.

În fig. XX.41 sînt arătate siluetele și caracteristicile principale care deosebesc construcțiile excavatoarelor cu acțiune continuă, avînd cupele legate pe lanț și conduse pe brațe articulate. Cupele excavatoarelor de tip elindă au capacități cuprinse între 150 și 4500 l.

La excavarea sub nivel (fig. XX.42), care reprezintă cazul cel mai frecvent de utilizare al acestor agregate, cupele tăietoare se mișcă prin acțiunea și în jurul unei stele motoare de acționare, pe partea superioară a brațului în jos, goale, pînă la cea de a doua stea conducătoare, după care, în drumul ascendent, taie așchiind din teren și se încarcă cu material de-a lungul traseului pe taluz, pînă la intrarea în jgheabul conducător, prin care ajung din nou la steaua motoare, unde se golesc.

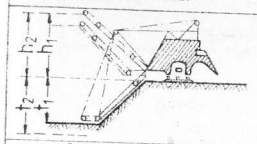
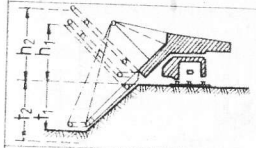
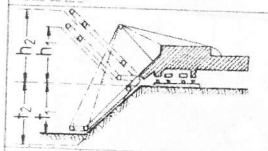
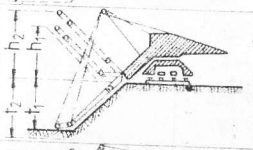
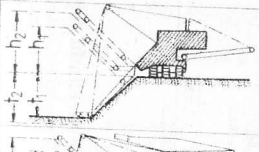
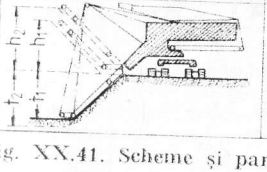
Tipul excavatorului	Caracteristici constructive		Simbolul	Legenda
	Deplasare pe șine Încărcare simplă fără pivot	Fără nivelator	$E\frac{q}{t_1}h_1$	q - volumul teoretic al cupei
		Cu nivelator	$E\frac{q}{t_1-t_2}h_1 \div h_2$	t_1 - adîncimea de excavare cu nivelatorul orizontal
	Deplasare pe șine Încărcare simplă cu pivot	Fără nivelator	$Es\frac{q}{t_1}h_1$	h_1 - înălțimea de excavare cu prelungitorul orizontal
		Cu nivelator	$Es\frac{q}{t_1+t_2}h_1 \div h_2$	
	Deplasare pe șine Încărcare dublă fără pivot	Fără nivelator	$D\frac{q}{t_1}h_1$	t_2 - adîncimea de excavare cu nivelatorul în prelungirea brațului
		Cu nivelator	$D\frac{q}{t_1+t_2}h_1 \div h_2$	
	Deplasare pe șine Încărcare dublă cu pivot	Fără nivelator	$Ds\frac{q}{t_1}h_1$	h_2 - înălțimea de excavare cu prelungitorul în prelungirea brațului
		Cu nivelator	$Ds\frac{q}{t_1+t_2}h_1 \div h_2$	
	Deplasare pe șenile Încărcare laterală fără pivot	Fără nivelator	$ER\frac{q}{t_1}h_1$	Dimensiunile „t_1, t_2, h_1, h_2" sînt măsurate vertical
		Cu nivelator	$ER\frac{q}{t_1+t_2}h_1 \div h_2$	
	Deplasare pe șenile Încărcare laterală cu pivot	Fără nivelator	$ERs\frac{q}{t_1}h_1$	
		Cu nivelator	$ERs\frac{q}{t_1+t_2}h_1 \div h_2$	

Fig. XX.41. Scheme și parametri funcționali ai excavatoarelor de tip elindă.

La excavarea deasupra nivelului de vehiculare, cupele nu realizează decît o acțiune de frezare pînă la nivelul bermei, de unde se încarcă cu materialul pe care îl conduc pînă la steaua motoare. De aceea, în cazul exploatării stratelor de grosime mare, la excavatoarele ce lucrează de la nivelul bazei de sus, cupele se înlocuiesc cu simple ramuri sau raclete de-a lungul brațului, paralele cu taluzul, iar de la baza acestuia, o serie de cupe, circulînd de-a lungul unui al doilea braț articulat, încarcă și transportă materialul adunat de raclete, de la baza taluzului pînă la steaua de acționare. Prin reducerea greutății brațului cu reclete în urma înlocuirii cupelor grele, acesta poate fi prelungit pînă la 40—50 m, excavînd astfel în trepte de mare înălțime, acțiune condiționată de starea fizică a substanței minerale utile sau a rocilor sterile.

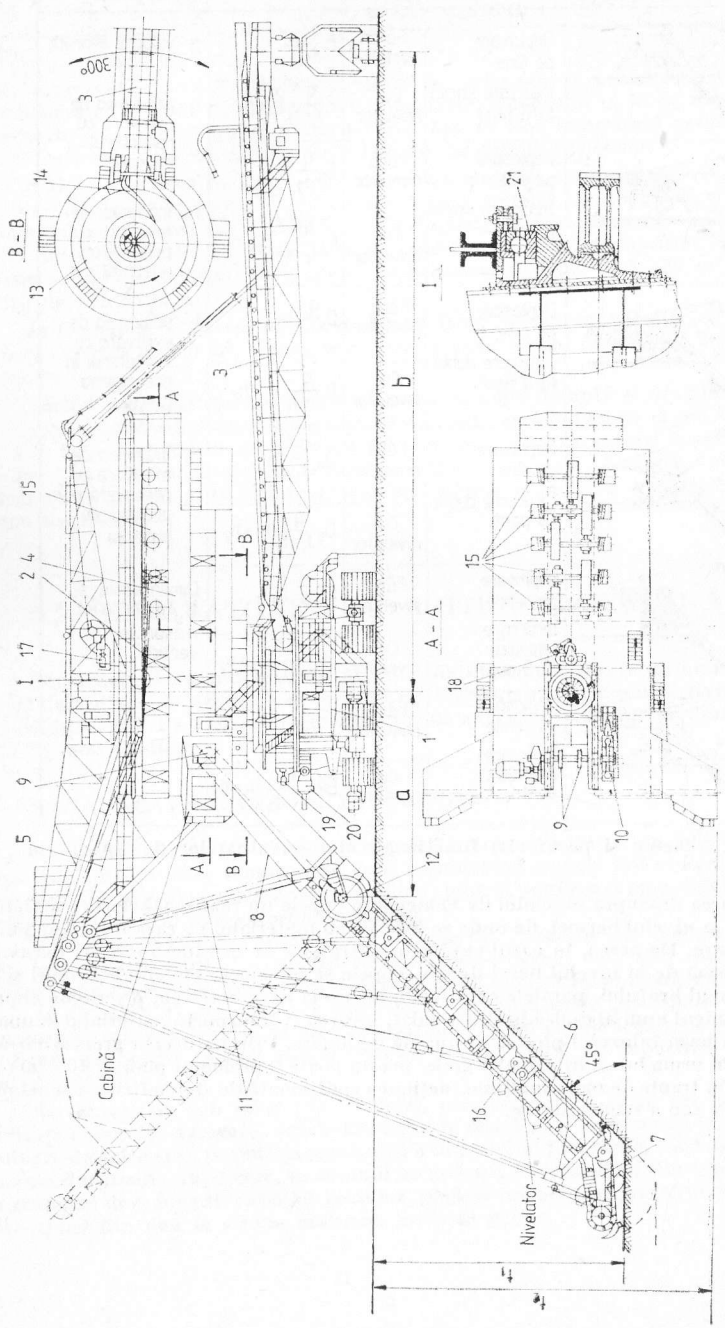


Fig. XX.42. Schema constructivă a excavatorului elindă ERS—580 pe șenile de construcție R.D.G:

1 — rama inferioară; *2* — coloana centrală; *3* — brațul de deversare; *4* — corpul mașinii; *5* — săgeata de ridicare a brațului cu lanțul de cupe; *6* — brațul port-lanț cu cupe; *7* — nivelator; *8* — igheab de prindere; *9* — stea de acționare; *10* — instalația de protecție-frînare; *11* — cabluri de ridicare a brațului port-lanț cu cupe; *12* — rotor cu cupe; *13* — masă de încărcare rotitoare; *14* — racletă; *15, 16, 17* — troliu de ridicare corespunzătoare brațului cu cupe, nivelatorului și consolei de deversare; *18, 19* — mecanismele de rotire ale părții superioare și consolei de deversare; *20* — mecanismul de acționare a șenilelor; *21* — rulment de presiune cu bile pentru partea superioară.

Excavatorul poate fi modificat spre a acționa de la nivel sau sub nivel; prin construcția cu platformă rotativă la 360°, un excavator poate acționa în orice direcție, iar prin construirea brațului conducător articulat, el poate excava la orice unghi de taluz, lucrînd chiar și în acțiune trapezoidală, prin cotirea brațului articulat.

Excavatoarele cu acțiune continuă, avînd cupele antrenate de lanț, sînt construite pentru excavarea frontală (fig. XX.43, *a*) indiferent dacă la un marș se excavează întregul front al carierei sau numai o parte din acesta.

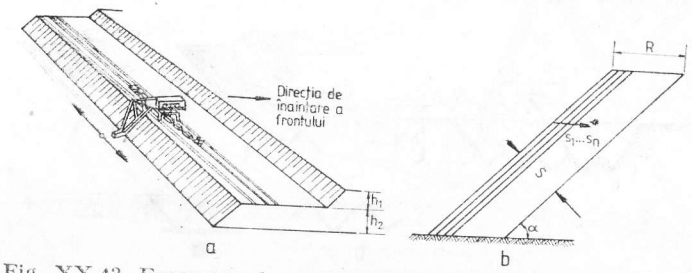


Fig. XX.43. Excavarea frontală cu tăierea în plane paralele a taluzului:

a — vedere de ansamblu a unui front excavat cu o elindă; *b* — tăierea taluzului în plane paralele.

Elindele excavează roca din taluz în două moduri: tăind *în plane paralele* și tăind *în evantai*. În primul caz (fig. XX.43, *b*) o adîncime de taluz — de exemplu 6 m — se excavează în 48 de paturi paralel de cîte 12,5 cm grosime fiecare, așchiată la un marș al excavatorului de-a lungul frontului de lucru. Pentru aceasta, brațul conducător al cupelor tăietoare se fixează paralel cu înclinarea taluzului și la înălțimea corespunzătoare grosimii de așchie stabilită. Acest mod de excavare, potrivit în rocile omogene cu granulație fină și fără incluziuni de pietre mari, asigură uniformitatea solicitării elementelor agregatului. Cupele tăietoare acționează pe întreaga lungime a brațului și ajung complet pline la deversare.

Brațul susținător al lanțului cu cupe este fixat perpendicular pe direcția de mers a mașinii și se poate mișca cu ajutorul cablurilor într-un plan vertical, luînd diferite poziții în timpul lucrului.

În cazul tăierii în evantai (fig. XX.44), excavarea taluzului se realizează în paturi alăturate între ele ca paletele unui evantai, în timp ce brațul conducător coboară succesiv în pozițiile *a'*, *b'*, *c'*, *d'*, dincolo de care stabilitatea taluzului și deci a mașinii nu mai este asigurată. După aceea, excavatorul se deplasează cu o distanță *R* ocupînd poziția *II* și reîncepe excavarea în lungul frontului de lucru, ș.a.m.d. Tăind cu braț conducător simplu (fig. XX.44), vor rămîne la baza taluzului coaste sau praguri de rocă, a căror evitare necesită adăugarea, la capătul inferior al brațului, a unuia sau a două brațe articulate scurte, peste care, trecînd cupele tăietoare, vor nivela berma inferioară.

Acest mod de tăiere reprezintă avantajul ripării la intervale mai mari, în schimb capacitatea și productivitatea cupelor nu este utilizată la maximum, din cauză că acestea nu se umplu bine, iar grosimea de așchiere este mult mai mică în porțiunea superioară, cauzînd astfel o suprasolicitare la tăierea părții inferioare a taluzului.

Pentru excavarea taluzului fără întrerupere, excavatorul se deplasează încet (circa 3—10 m/min) în lungul taluzului, iar lanțul cu cupe se deplasează pe taluz aşchiind din acesta cu o viteză de 0,8—1,2 m/s.

Excavatoarele elindă prezintă o serie de avantaje şi dezavantaje comparativ cu excavatoarele cu o cupă. Printre avantajele evidente se menționează: consumul de

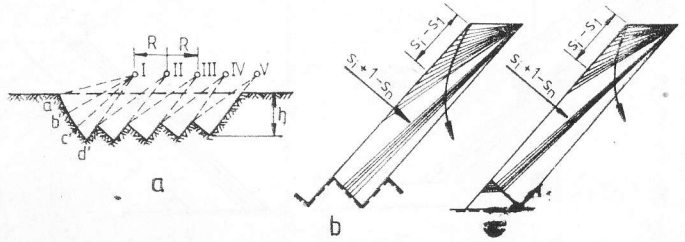


Fig. XX.44. Excavarea frontală cu tăierea taluzului în evantai:
a — schema de ansamblu a lucrului în evantai; *b* — tăierea în evantai cu braț conducător simplu; *c* — tăierea în evantai cu braț conducător articulat.

energie pentru m³ de rocă excavată este mai mic decît la excavatoarele cu o cupă; pot realiza un taluz nivelat cu un profil transversal exact; pot excava în fronturi de lucru care se găsesc total sau parțial sub apă etc., iar printre dezavantaje se amintesc: nu pot lucra în roci tari sau în terenuri cu incluziuni de bolovănişuri şi conglomerate; nu pot lucra în timpul iernii în roci înghețate; au o construcție complicată; deplasarea de pe un şantier pe altul este dificilă etc.

Cu toate că importanța excavatoarelor de tip elindă scade, acest tip de utilaje se fabrică încă în lume sub diferite tipuri constructive. Printre principalele țări constructoare de elinde menționăm: R.D.G., R.F.G., U.R.S.S. şi Cehoslovacia.

5.2.2. EXCAVATOARE CU ROTOR

Excavatorul cu rotor reprezintă cel mai important tip de excavator cu acțiune continuă. Acest excavator depăşeşte în productivitate şi simplitate atît excavatoarele cu o cupă cît şi pe cele cu mai multe cupe de tip elindă.

La excavatorul cu rotor, cupele taie materialul din front, iar un transportor cu bandă transportă materialul excavat pînă la un punct de descărcare. Această diviziune a sarcinilor duce la: simplificarea construcției utilajului; economie de energie; uzură mică a organelor de lucru şi deci cheltuieli mici de întreținere.

Excavatoarele cu rotor lucrează împreună cu transportul pe cale ferată, cu transportul cu benzi şi cu poduri transbordoare. Aceste utilaje sînt întrebuințate de obicei pentru a excava de la nivelul de deplasare în sus. Ele pot lucra şi sub nivelul de deplasare, dar la adîncimi mult mai mici comparativ cu excavatoarele elindă. Utilizarea excavatorului cu rotor, pentru excavarea sub nivel, este limitată de faptul că benzile de transport nu sînt eficace decît la înclinări sub 20°. Excavarea sub nivel rămîne o problemă încă de rezolvat pentru ca excavatorul cu rotor să devină un agregat universal. La actualele construcții de excavatoare cu rotor, care lucrează sub nivelul de deplasare, la înclinări mai mari de 20° a brațului port-rotor, transportorul cu bandă de pe acest braț este prevăzut cu o bandă de acoperire (de presiune).

Excavatoarele cu rotor cu capacități pînă la 30 000 m³/zi se construiesc cu braț de depunere nerezemat, care se poate mişca liber în plan vertical, avînd lungimea de pînă la 40 m (fig. XX.45).

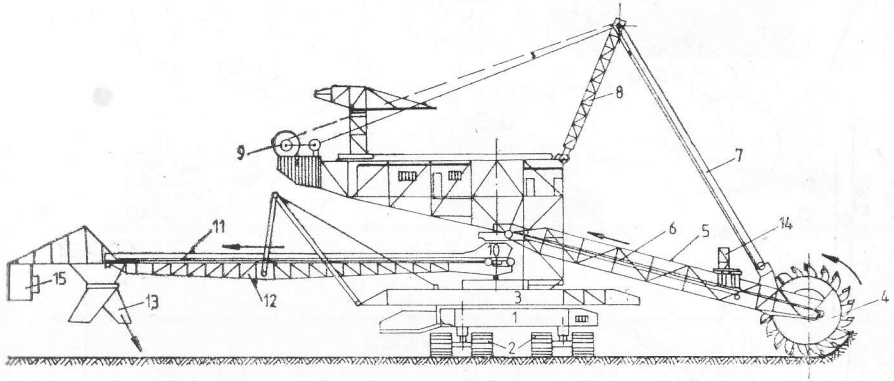


Fig. XX.45. Schema constructivă a excavatorului cu rotor şi cupe tăietoare cu braț de depunere nerezemat:
1 — şasiul sau suportul triunghiular principal; *2* — cărucicare cu şenile pentru susținerea şi deplasarea excavatorului; *3* — suport platformă rotitoare; *4* — rotorul cu cupe tăietoare; *5* — brațul port-rotor; *6* — transportor cu sondă care preia materialul de la rotor; *7* — sistem de cabluri de susținere şi ridicare a brațului port-rotor; *8* — catarg cu scripeți de conducerea cablurilor; *9* — troliu de ridicare; *10* — pîlnie de prindere a materialului de pe banda *6*; *11* — transportor de preluare a materialului din pîlnia *10*; *12* — consolă turnată pentru susținerea transportorului *11*; *13* — pîlnie sau jgheab pantalon de predare a materialului în vagoane sau pe transportorul cu sondă; *14* — cabină de comandă şi dirijare a excavării; *15* — cabină pentru dirijarea încărcării.

Lățimea blocului de exploatare şi pasul de ripare al benzilor nestaționare de la fronturile de lucru sînt limitate de lungimea brațului de depunere.

În exploatările la zi de lignit din țara noastră sînt folosite atît la extragerea sterilului cît şi a utilului şi excavatoare cu brațul de depunere nerezemat, de diferite construcții. În fig. XX.46 se vede ansamblul unui excavator cu braț de depunere nerezemat, de tipul *Sch* $R_s\,400\frac{12,8}{5}$ fabricat în R.F.G., iar în fig. XX.47 un excavator de tip *SRs* $470\frac{18}{3}$ fabricat în R.D.G.

Necesitatea unui grad de folosință mai mare a utilajelor pentru lățimi mari de bloc şi cu pas mare de ripare a condus la construcția unor excavatoare cu rotor cu instalație separată de încărcare, care se vehiculează pe şenile şi care este legată de excavator printr-un pod telescopic cu bandă (fig. XX.48). Toate excavatoarele de mare capacitate (peste 30 000 m³/zi) construite în prezent sînt dotate cu instalație separată de încărcare.

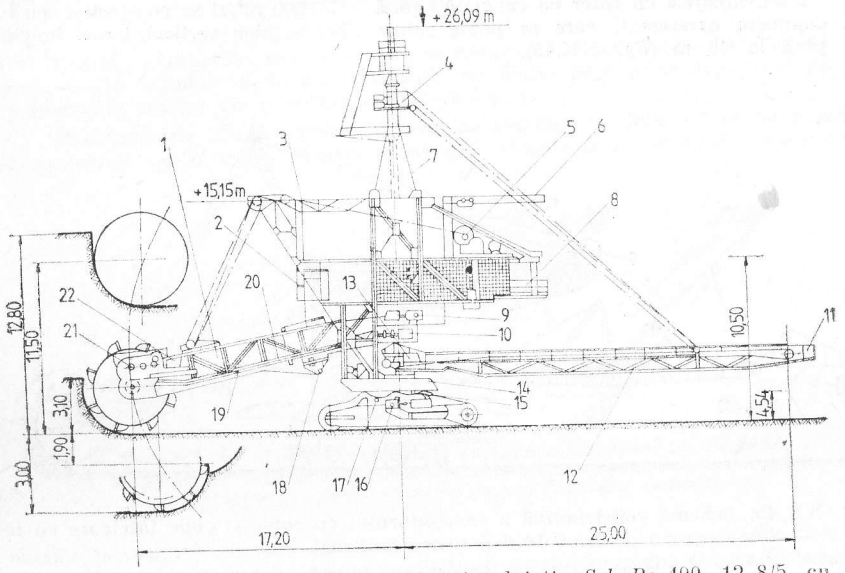


Fig. XX.46. Vedere de ansamblu a excavatorului tip *Seh Rs* 400 12,8/5 cu braţ de depunere nerezemat :

1 — braţul port cupe ; *2* — cabina postului de comandă ; *3* — troliul de ridicare a cabinei postului de comandă ; *4* — troliul de ridicare a benzii de predare ; *5* — troliul de ridicare al braţului roţii port-cupe ; *6* — macara ; *7* — scheletul turnului ; *8* — cutia de balast ; *9* — acţionarea benzii de preluare ; *11* — dulap cu separator electric ; *12* — bandă de predare ; *13* — acţionarea benzii de predare ; *14* — platforma rotitoare ; *15* — punct de sprijin ; *16* — acţionarea mecanismului de marş ; *17* — mecanism de marş ; *18* — mecanism de rotire ; *19* — bandă de preluare ; *20* bandă de acoperire ; *21* — roata port-cupe ; *22* — acţionarea roţii port-cupe.

În cazul cînd excavatorul este dotat cu un pod de legătură, excavarea nu este stinghertă de operaţia de încărcare a materialului pe mijlocul de transport. Instalaţia de încărcare stă timp îndelungat în acelaşi loc şi asigură o încărcare centrică continuă, ceea ce este foarte important, mai ales în cazul transportoarelor cu bandă.

Simbolul acestor excavatoare în limba română este:

$E_R\ Spq\ \frac{h}{t}$ (... kW) + $C_p \pm h_1$, avînd următoarea semnificaţie:

E_R — excavator cu rotor cu cupe tăietoare;
S — sistem de marş pe şenile;
p — pivotat;
q — capacitatea unei cupe în litri;
h — înălţimea maximă care poate fi excavată, m;
t — adîncimea maximă, sub cota de vehiculare, care poate fi excavată;
(... kW) — puterea instalată la acţionarea rotorului port-cupe;
C_p — cărucior pivotant de deversare;

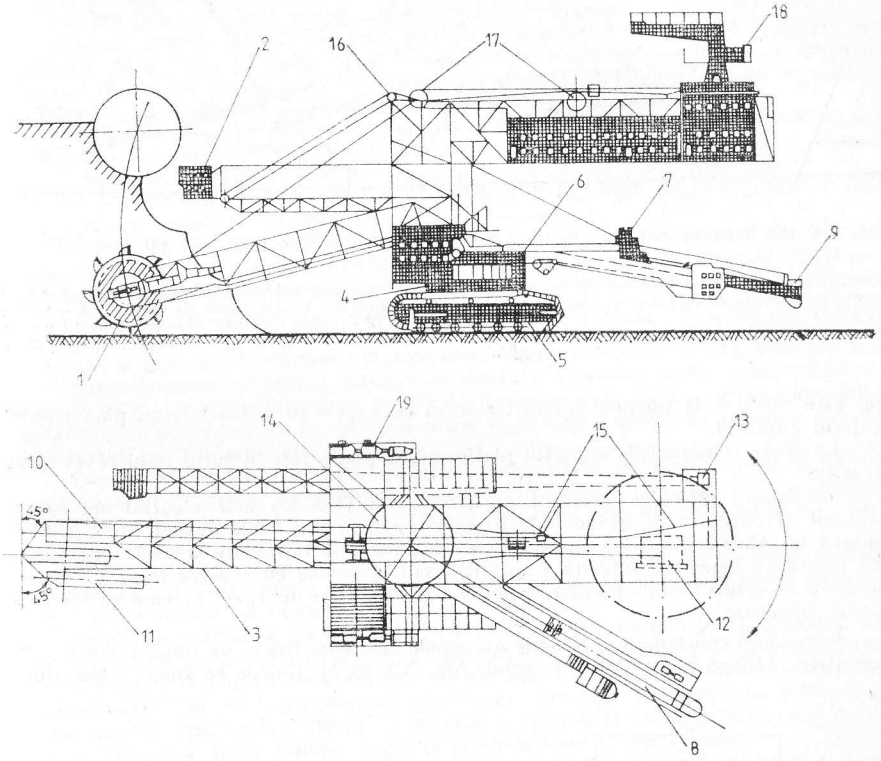


Fig. XX.47. Vedere de ansamblu a excavatorului tip *SRs* 470 18/3 cu braţ de depunere nerezemat :

1 — roata port-cupe ; *2* — cabina de comandă ; *3* — braţul roţii port-cupe ; *4* — mecanismul de pivotare a părţii superioare ; *5* — mecanismul de deplasare pe şenile ; *6* — mecanismul de pivotare a benzii de deversare ; *7* — mecanismul de ridicare a braţului de deversare ; *8* — banda de deversare ; *9* — coşul de deversare ; *10* — banda roţii port-cupe ; *11* — acţionarea roţii port-cupe ; *12* — troliul braţului roţii port-cupe ; *13* — troliul cabinei de comandă ; *14* — platforma rotitoare ; *15* — dispozitiv pentru asigurarea la răsturnare ; *16* — rola pentru ghidarea cablului de la cabina de comandă ; *17* — cărucior mobil pentru întinderea cablului ; *18* — macara de montaj ; *19* — grupul de acţionare al marşului.

$\pm h_1$ — diferenţa de cotă maximă între planurile de vehiculare al sistemului de marş de la excavatorul propriu-zis şi al sistemului de marş al căruciorului de deversare conex.

Suprastructura excavatorului este constituită din grinzi cu zăbrele de construcţie solidă.

Cel mai solicitat organ al excavatorului este braţul cu rotorul port-cupe, a cărui lungime întrece uneori 70 m şi care poate fi ridicat pînă la înclinarea de 30°. Acest

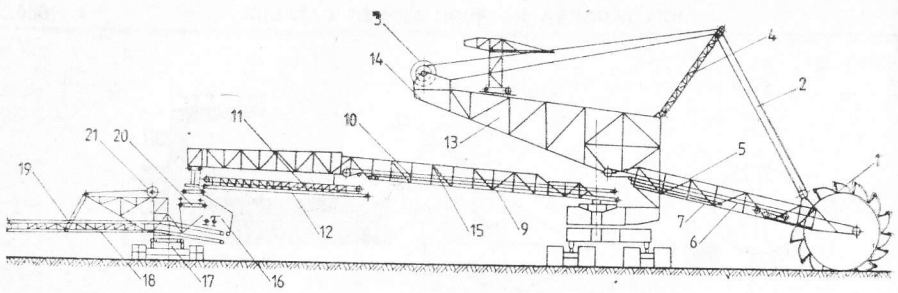


Fig. XX.48. Schema excavatorului tip *Sch Rs* 1400—30/7 prevăzut cu instalație separată de încărcare:

1 — roată port-cupe; *2* — cablul de susținere a brațului port-cupe; *3* — troliul brațului roții port-cupe; *4* — turn pentru susținerea moletelor; *5* — brațul roții port-cupe; *6* — banda nr. 1; *7* — bandă de curățire; *8* — șenile; *9* — bandă de curățire; *10* — banda nr. 2; *11* — banda nr. 3; *12* — bandă curățire; *13* — brațul cutiei pentru lest; *14* — cutia pentru lest; *15* — puntea de legătură; *16*—spărgător de bulgări; *17* — cărucior de sprijin; *18* — bandă de curățire; *19* — brațul benzii nr. 5; *20* — banda nr. 4; *21* — troliul benzii 5.

braț este solicitat la torsiune întrucit rotorul cu cupele se mișcă într-un plan paralel cu axul brațului.

La toate construcțiile suportul platformă se poate roti în jurul unui pivot fixat de șasiu.

Construcția rotorului. Rotorul port-cupe (fig. XX.49) este alcătuit din corpul rotorului *1*, cupele *2* și butucul *3*. El este construit din tablă de oțel sudată, fiind împărțit în celule radiale deschise la partea inferioară și terminate la partea periferică cu o lopată cu marginea întărită și ascuțită sau la nevoie cu cozoroc (fig. XX.49, *a*). Rotoarele cu celule radiale nu dau rezultate satisfăcătoare în cazul în care se lucrează în roci lipicioase.

Într-o altă construcție, rotoarele au cupele tăietoare fixate pe două cercuri egale concentrice, fără să fie împărțite în celule (fig. XX.49, *b*). Cupele se golesc cînd ajung

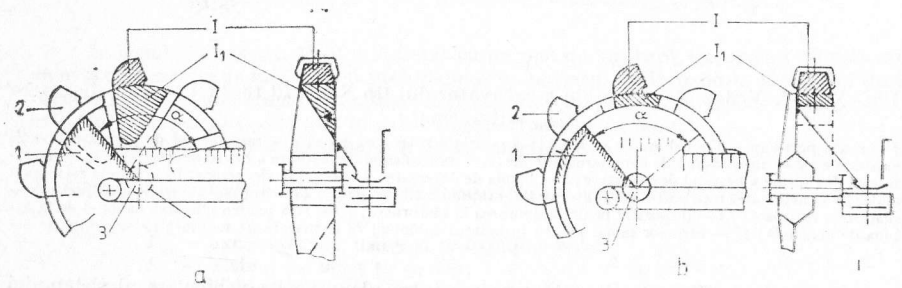


Fig. XX.49. Scheme constructive ale rotoarelor cu cupe tăietoare:

a — rotor cu cupe celulare radiare; *b* — rotor cu cupe necelulare; *I* — capacitatea cupei; I_1 — capacitatea celulei și respectiv a spațiului inelar de descărcare; α — unghiul sectorului de descărcare.

în partea superioară a rotorului, într-un spațiu inelar, de unde materialul cade pe un dispozitiv de evacuare, iar de aici pe banda de transport alăturată.

Cupele, pentru cazurile în care sînt destinate lucrului în roci nelipicioase, sînt executate din tablă de oțel. Cupele destinate lucrului în roci lipicioase au fundul executat din lanțuri de oțel. Partea tăietoare a cupelor are formă de arc de cerc sau de trapez și este prevăzută în majoritatea cazurilor cu dinți.

Diametrul rotorului depinde de parametrii constructivi ai excavatorului și variază cu productivitatea urmărită; are valori de la 3 pînă la 21 m, iar pe el sînt fixate 6—18 cupe tăietoare cu capacitatea constructivă cuprinsă între 100—6 400 l.

Evacuarea materialului excavat se realizează cu ajutorul unei instalații de benzi transportoare montate pe excavator și brațele acestuia.

Viteza benzilor este în jurul a 2,5 m/s, la punctele de deversare fiind construite pîlnii cu mici silozuri deschise. Comanda funcționării benzilor este centrală; la punerea în funcțiune pornește întîi banda de încărcare și apoi celelalte, pe rînd, spre rotor. Rotorul poate fi pornit numai dacă banda de transport de pe brațul port-rotor a pornit. Angrenajele pentru ridicarea și coborîrea brațului rotorului, pentru pornirea suprastructurii și pentru marș pot fi pornite numai dacă rotorul este în funcțiune.

Suprastructura cu brațul purtător al rotorului se construiește cu posibilitatea de rotire la 360°. La agregatele mari, brațul de încărcare este, de asemenea independent, mobil în plan orizontal, tot cu 360°. La unele construcții, banda de încărcare se poate roti numai cu 180 sau 240°.

Deplasarea acestor agregate se face în majoritate pe șenile, acest sistem fiind corespunzător condiției de presiune specifică de pînă la 1,6 daN/cm². Sistemul de deplasare trebuie să asigure și stabilitatea agregatului față de solicitările produse de forțele care se nasc în procesul de tăiere.

Modul de lucru cu excavatoarele cu rotor este condiționat de așezarea stratificației terenului, de construcția brațului port-rotor — cu sau fără posibilități de prelungire — și de modul de deplasare pe șine sau șenile.

Dacă pe înălțimea treptei sînt intercalate strate de substanță minerală utilă, este corespunzătoare construcția cu braț prelungitor, care permite excavarea succesivă a stratificației și asigură orice înclinare — cît mai mică — a taluzului. În cazul lipsei excavatoarelor cu braț prelungitor, excavarea taluzului pe înălțimea acestuia și la înclinarea dorită se poate realiza prin deplasarea înainte și înapoi a întregului agregat, ceea ce necesită totuși timpi morți și produce frămîntarea bermei.

Excavatoarele cu rotor și cupe tăietoare nu sînt corespunzătoare pentru terenuri cu grohotiș, pentru terenuri cu mare rezistență la tăiere și pentru argile grase aderente, din cauza productivității reduse și a trepidațiilor care se pot produce prin căderea bucăților mari de rocă. La excavarea argilelor compacte și a cărbunilor se pot monta, între cupele normale încărcătoare ale rotorului, cupe oarbe neîncărcătoare, asigurînd astfel o granulație mai mică a materialului excavat.

Pentru a se putea conduce în mod corespunzător funcționarea excavatoarelor cu rotor, acestea sînt dotate cu un sistem de telecomunicație adecvat.

Modul de lucru cu excavatoarele cu rotor și cupe tăietoare. În principiu, excavatoarele cu rotor și cupe tăietoare pot fi utilizate fie în schema de lucru frontal, adică excavînd de-a lungul frontului în linie dreaptă cîte un șpan la fiecare marș în cele două sensuri, fie în schema de lucru pe blocuri, adică extrăgînd pe o anumită lungime și lățime din întregul front al carierei.

Prin modul de construcție și funcționare aceste excavatoare sînt mai adecvate lucrului în blocuri, adică extragerii în fronturi scurte transversale pe direcția fișiei sau intrîndului de extras (fig. XX.50).

La extragerea în blocuri, excavatorul cu braț prelungitor stă în același loc, cea mai mare parte din timp; în schimb dispozitivul de rotire și împingere a brațului este în continuă acțiune. La excavatoarele fără braț prelungitor apare necesitatea deplasării tot timpul a excavatorului înainte și înapoi, pe măsura excavării taluzului (v. fig. XX.50).

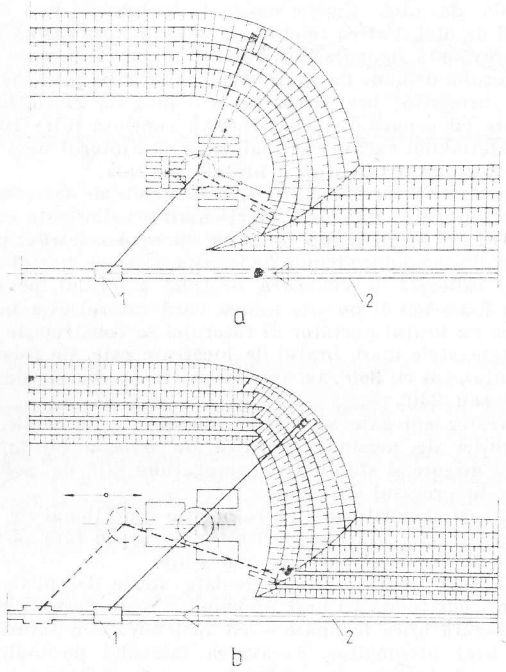


Fig. XX.50. Excavarea în bloc cu excavatoare cu rotor și cupe tăietoare:

a — excavator cu braț prelungitor; *b* — excavator cu braț fix; *1* — alimentator mobil; *2* — transportor cu bandă.

Atît la folosirea excavatorului cu braț prelungitor, cît și la folosirea celui cu braț fix, condiția principală de lucru este rotirea permanentă a suprastructurii, ceea ce caracterizează tocmai aceste excavatoare.

Lucrînd în bloc, excavatorul cu rotor și cupe tăietoare începe excavarea la bordura superioară a treptei cu un șpan de grosime maximă S_M și de lățime B, tăiat cu viteza v_r (fig. XX.51). Tăierea se execută orizontal pentru fiecare adîncime, în ordine descendentă, pînă la excavarea totală a înălțimii treptei, și pe lățimea blocului. Operația este similară cu cea de la excavatorul cu lanț și cupe tăietoare, cu deosebirea că înălțimea (lungimea) șpanului este mult mai mică și egală cel mult cu 3/4 din diametrul

rotorului. Grosimea șpanului S nu este aceeași pe toată lungimea ei; ea variază de la un minim la bază S_m și crește atingînd valoarea maximă la partea superioară S_M.

În procesul excavării, șpanul poate lua diferite forme, după cum se lucrează, frontal sau la bloc, și cu sau fără braț prelungitor. După cum rotorul se deplasează vertical sau orizontal, prin mișcarea de rotație a cuțitelor cupelor, se realizează un șpan în formă de seceră verticală sau orizontală (fig. XX.52).

La extragerea frontală, șpanul are pe toată lungimea frontului aceeași înălțime $h_{șpan}$, iar lățimea șpanului tăiat (B) variază cu numărul de cupe golite pe minut, n, și cu

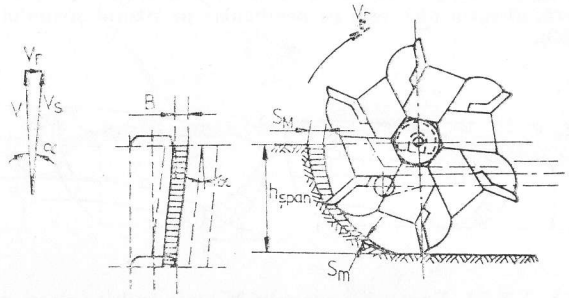


Fig. XX.51. Modul de excavare cu excavatorul cu rotor și cupe tăietoare.

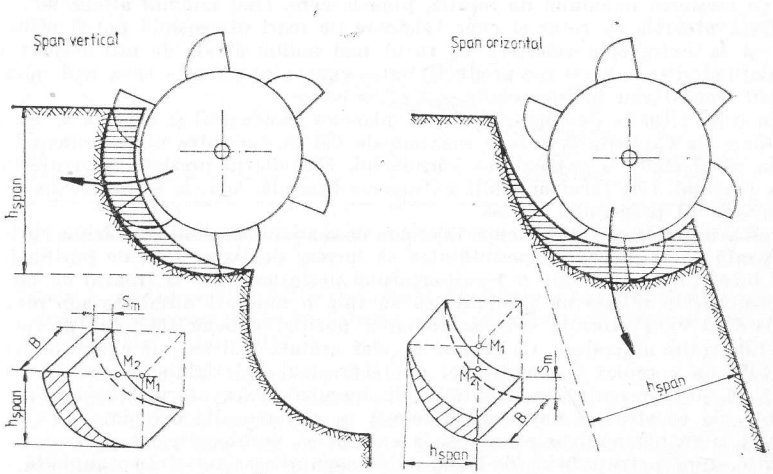


Fig. XX.52. Excavarea frontului de lucru prin șpanuri verticale și orizontale.

viteza de deplasare, v, a brațului purtător, conform relației:

$$B = \frac{60 \cdot v}{n} \quad [m]$$

La extragerea în bloc, prin mișcarea de rotire a brațului apare un al doilea șpan în formă de seceră, al cărui plan este perpendicular pe planul șpanului tăiat radial de rotor (fig. XX.53).

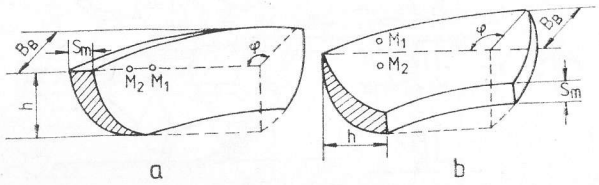


Fig. XX.53. Excavarea șpanului la lucru în bloc cu un excavator fără braț prelungitor:
a — șpan vertical; *b* — șpan orizontal.

La excavatoarele fără braț prelungitor, grosimea inițială maximă a șpanului scade odată cu creșterea unghiului de rotație, pînă la zero, cînd unghiul atinge 90°.

Excavatoarele cu rotor și cupe tăietoare de mari dimensiuni pot fi utilizate cu succes și la extragerea selectivă în cazul mai multor strate de util despărțite prin intercalații sterile. În acest caz productivitatea excavatorului este ceva mai mică decît la lucrul frontal sau în bloc clasic.

În orice situație de lucru, la limita planelor dintre util și copertă se consideră, ca pierdere de exploatare, o felie maximă de 0,4 m, iar între util și culcuș 0,25 m.

În cazul cînd, la exploatarea cărbunelui, zăcămîntul prezintă diferențe de calitate pe porțiuni, este recomandabilă extragerea frontală, la care se obține un amestec mai omogen al produsului extras.

Excavatoarele cu rotor și cupe tăietoare de mari dimensiuni prevăzute cu instalație separată de încărcare au posibilitatea să lucreze denivelat față de poziția instalației de încărcare și respectiv a transportorului nestaționar de la frontul de lucru. De asemenea, aceste utilaje au posibilitatea să taie o anumită adîncime sub nivelul de vehiculare al excavatorului prin schimbarea poziției cupelor tăietoare pe rotor și a sensului de rotire a acestuia. Ca urmare a celor arătate mai sus, un excavator cu rotor poate tăia un complex de subtrepte, cu încărcarea materialului la același nivel. În fig. XX.54 sînt prezentate posibilitățile de lucru ale excavatorului de tip *Sch* R_S — 1400.30/7, de construcție românească, folosit în carierele din Oltenia.

Atît la extragerea frontală cît și la extragerea pe blocuri, excavarea se execută sistematic, după patru scheme de bază, adică șpanurile se taie într-o anumită ordine, pe verticală descendent, deoarece rotorul nu poate excava întreaga înălțime dintr-o dată, mai ales la înălțime de treaptă mare.

La *extragerea frontală* aceste patru scheme, în ordine, sînt:

a) Se excavează din pozițiile $M_1 - M_2 - M_3 - M_4$ (fig. XX.55, *a*) pe rînd cîte un șpan vertical de înălțime h, de-a lungul frontului, după care se ridică brațul din nou

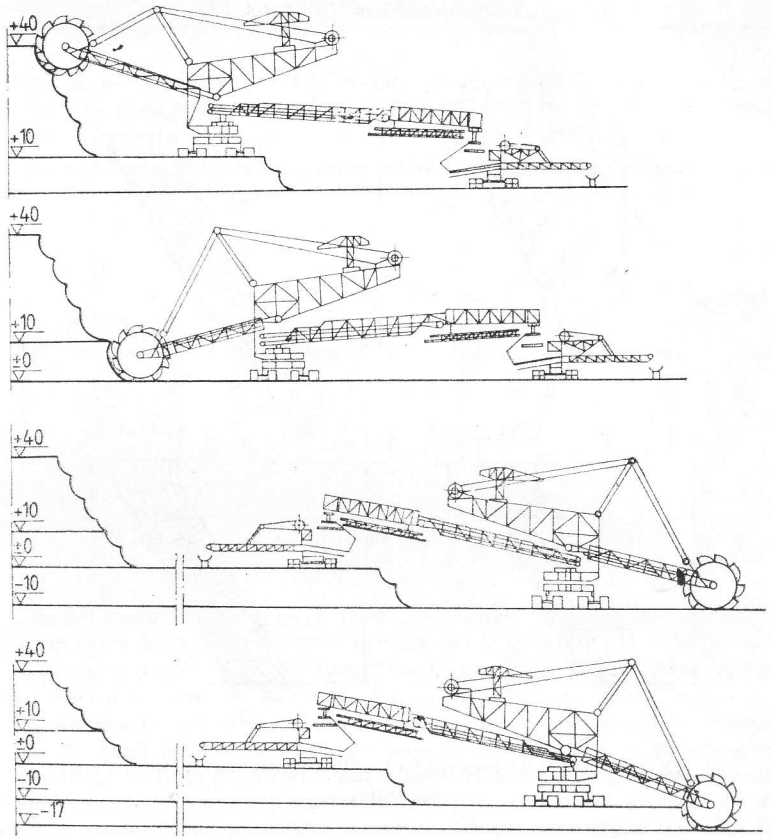


Fig. XX.54. Posibilitățile de lucru ale excavatorului *Sch* R_S —1400.30/7.

la înălțimea h_t și din poziția M' — distanțată de M cu o lungime egală cu grosimea S — se repetă excavarea ș.a.m.d. Schema este aplicabilă la extragerea unor strate groase omogene fără intercalații.

b) Se excavează la partea superioară a taluzului *1*, *2*, *3* etc. șpanuri verticale de grosime S, pînă se atinge adîncimea dorită a blocului S_B, după care se mișcă brațul în sensul înclinării dorite în jos, astfel că după frezarea fiecărui șpan orizontal de grosime S pe toată lungimea frontului și adîncimea blocului, brațul se coboară cu o distanță egală cu S pînă la atingerea culcușului (fig. XX.55, *b*). Schema se aplică în cazul cînd partea superioară a frontului de lucru se extrage separat. Excavarea prin șpanuri orizontale este utilizată în cazul exploatării neselective a rocilor compacte.

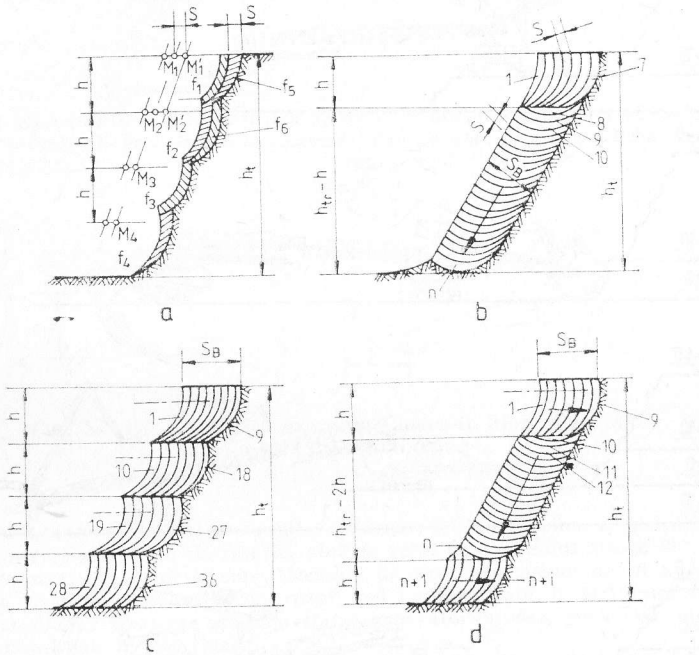


Fig. XX.55. Scheme de excavare a frontului de lucru cu excavatorul cu rotor.

c) Se excavează cu șpanuri verticale o adîncime de bloc dorită de-a lungul frontului, ca în cazul precedent, și se coboară brațul cu înălțimea, h, repetînd operația pînă la atingerea bermei inferioare, în ordinea numerotării (fig. XX.55, *c*). Această schemă se aplică de obicei în cazul exploatării rocilor friabile și la extragerea selectivă în felii orizontale. Schema se aplică în condițiile țării noastre în bazinul Rovinari, la carierele Girla, Tismana și Beterega.

d) Pentru evitarea crestelor rămase la culcuș în schema *b*, se combină această schemă cu schema *c*, și, după excavarea porțiunii superioare *1—9*, se continuă lucrul după schema *b* pînă aproape de piciorul taluzului, după care se excavează ultima înălțime h, conform schemei *c* (fig. XX.55, *d*). Această schemă se folosește în fronturi compuse din strate de roci de diferite tării.

La *extragerea în blocuri* cu excavatoare cu rotor fără braț prelungitor sînt utilizate patru scheme de lucru redate în fig. XX.56. Excavatorul înaintează spre front cu o distanță egală cu grosimea S a șpanului, care prin rotirea brațului port-rotor cu unghiul $\varphi = 0—90°$, se reduce la zero.

a) Se excavează cu rotirea completă a brațului port-rotor pe întreaga lățime de bloc (fig. XX.56, *a*).

b) Se excavează cu rotirea brațului cu unghi de valoare variabilă pe măsura avansării. În acest caz rămîn coaste care vor fi tăiate la excavarea intrîndului următor (fig. XX.56, *b*).

c) Se excavează cu rotirea incompletă a brațului dar cu unghiuri egale în ambele părți, adică cu unghi constant (fig. XX.56, *c*).

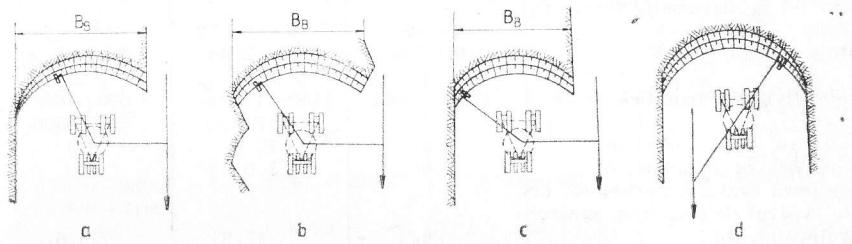


Fig.XX.56. Scheme de lucru în bloc cu excavatorul cu rotor.

d) Se execută excavarea cu front unic, adică rotirea brațului excavatorului se face la un unghi de aproximativ 120°; în acest caz încărcarea este dificilă, motiv pentru care schema se aplică numai în cazuri foarte rare, și anume la săparea tranșeelor și crearea fronturilor inițiale de lucru (fig. XX.56, *d*).

Subliniem faptul că la alegerea unei scheme de excavare nu se respectă reguli precise, ci trebuie luați în considerare o serie de factori locali ca de exemplu: caracteristicile fizico-mecanice ale materialului excavat care decid și grosimea șpanului; valoarea unghiului de taluz; înălțimea totală a treptei (care va fi un multiplu al înălțimii șpanului); posibilitatea prelungirii brațului; lungimea frontului de lucru etc.

Între țările constructoare de excavatoare cu rotor și cupe tăietoare cităm: R.D.G., R.F.G., U.R.S.S., Cehoslovacia ș.a.

În tabelul XX.22 sînt prezentate caracteristicile tehnice ale excavatoarelor cu rotor și cupe tăietoare, de diferite fabricații, folosite în exploatarea la zi din țara noastră.

În tabelul XX.23 este prezentată în mod sintetic productivitatea excavatoarelor folosite în exploatarea la zi.

Făcînd o comparație între excavatoarele de tip elindă și cele cu rotor și cupe tăietoare se constată că elindele taie bine sub nivelul de deplasare, asigurînd o productivitate maximă, pe cînd excavatoarele cu rotor sînt mai selective, pot excava și roci de tărie medie cum sînt marnele și gresiile, taie și prelucrează bine taluzul la excavarea superioară, descărcarea cupelor se face complet și în condiții bune, au o uzură mai redusă și necesită o întreținere mai puțin costisitoare, asigurînd productivitatea cea mai mare.

Caracteristicile tehnice ale excavatoarelor cu rotor

Indicatori	Tipul		
	Sch Rs. 1400 $\frac{30}{7}$ R.F.G.	Sch Rs. 400 $\frac{12{,}8}{5}$ R.F.G.	SRS 2 000 $\frac{30}{7}$ R.D.G.
Diametrul rotorului, m	11,5	6,2	11,0
Numărul cupelor, buc.	9	8	9
Numărul cuțitelor tăietoare, buc.	9	8	9
Volumul unei cupe, l	1400	400	1100
Numărul de deversări, deversări/min	39—46	48—60—72	91—72
Viteza de tăiere, m/s	2,6—3,08	1,95—2,44—2,96	2,92—2,24
Productivitatea teoretică, m³/h	3280—3860	1150—1440—1730	6000/4600 4500/3500
Înălțimea de excavare, m	30	12,8	30
Adîncimea de excavare, m	7,0	5,0	7
Lungimea brațului port-rotor, de la centrul de rotație la centrul rotorului, m	36,2	17,2	46,6
Greutatea de serviciu, kN	14 520	52 20,6	23 950
Viteza de deplasare, m/min	6	5	6
Viteza benzii de transport, m/s	3,6	3,5	4,1
Puterea instalată a motoarelor, kW	2696	800	3636
Presiunea pe sol, daN/cm²	1,16	1,1	1,2

Tabelul XX.24

Împărțirea rocilor după coeficientul de excavare

Categoria	Roci tipice	Valorile coeficienților		
		de umplere	de afînare a rocii	de excavare
I	Nisipoase	1,00	1,10	0,90
II	Argilo-prăfoase	1,00	1,20	0,85
III	Argiloase	1,00—0,95	1,25	0,80—0,75
IV	Argile cu incluziuni de piatră, șisturi	1,00—0,90	1,30	0,75—0,70
V	Semistîncoase și stîncoase, aluvionare	1,00—0,85	1,35—1,40	0,75—0,60
VI	Stîncoase eruptive	1,00—0,80	1,40—1,50	0,60—0,55

Tabelul XX.22

...l cupe tăietoare folosite în România

excavatorului			
SRs 1.300 $\frac{26}{3,5}$ R.D.G.	SRs 470 $\frac{15}{3,5}$ R.D.G.	SRs 470 $\frac{18}{1,8}$ R.D.G.	Sch—Rs. 100 R.F.G.
8,4	6,3	6,3	4,2
14	8	8	6
—	—	—	6
700	470	470	160
84—67	60	60	28—45—58—68
2,64—2,11	2,47	2,47	1,41—1,66—2,12—2,47
3500—3800	1300—1690	1300—1690	364—430—556—650
2600—2100			
26	15	18	9,5
3,5	3,5	1,8	0,4
36,5	23,2	31	9,3
20 100	6300	6370	970
6	6	6,0	5,2
4,25	3,55	3,55	3,0
2540	1275	1044	187
1,10	1,08	1,08	0,911

Tabelul XX.25

Coeficienții de reducere a productivității normate la excavatoare cu o cupă

Condiții de lucru	Coeficientul de reducere
Lumină artificială	1,10
Temperaturi sub 0 °C	1,15
Front de lucru de înălțime mică	1,10
Descărcare în mijloace de transport cu platforma la un nivel diferit de cel al excavatorului cu peste 2,00 m	1,10
Excavații în terenuri cu nisip fin îmbibat cu apă sau cu argile ude, care se lipesc de cupă	1,25
Excavații executate cu dragline sub apă :	
— adîncimea apei sub 2,00 m	1,25
— adîncimea apei sub 2,00—4,00 m	1,40
— adîncimea apei sub 4,00—5,00 m	1,70
Excavații executate cu draglina la lucrări cu secțiune mică (canale de irigații, de asecare etc.) care comportă finisare	1,20

Productivitatea excavatoarelor

Denumirea excavatorului	Formula de calcul și ajutătoare	Semnificația notațiilor și valoarea coeficienților	Observații
1	2	3	4
EXCAVATOARE CU ACȚIUNE INTERMITENTĂ: excavatorul cu cupă dreaptă; excavatorul cu cupă inversă; excavatorul de tip draglină.	*Productivitatea teoretică* $Q_h = q \cdot n \quad [m^3/h]$ *Productivitatea tehnică* $Q_{ht} = q \cdot n \cdot \eta_e \quad [m^3/h]$ *Productivitatea de exploatare* $Q_{hex} = q \cdot n \cdot \eta_e \cdot T \cdot \eta_t \quad (m^3/sch)$ $n = \frac{3600}{t \cdot \beta}$ $\beta = k_g \cdot k_h \cdot k_r \cdot k_0$ $\eta_e = \frac{\eta_u}{k}$	q este capacitatea cupei excavatorului, m^3; n — numărul practic al ciclurilor de lucru ale excavatorului pe o oră de funcționare; se ia din fișa excavatorului sau se determină prin cronometrări la locul de muncă; T — durata schimbului de lucru, ore; t — durata teoretică a unui ciclu de lucru, s; $k = 1,1-1,5$ — coeficientul de afinare a rocii în cupa excavatorului (v. tabelul XX.24); β — coeficientul care ține seama de modificarea duratei ciclului de lucru al excavatorului în funcție de condițiile concrete de lucru; k_g — coeficient care exprimă influența proprietăților rocii asupra duratei ciclului; k_h — coeficient care ține seama de influența înălțimii frontului de lucru; k_r — coeficient care ține seama de influența unghiurilor de rotire ale excavatorului de descărcare; k_0 — coeficient ce are în vedere influența dimensiunilor vaselor de transport; $\eta_e = 0,55-0,9$ — coeficientul de excavare;	Factorii principali care influențează productivitatea excavatoarelor în exploatarea la zi sînt: — natura rocii și starea în care se află aceasta în masiv. De exemplu la exploatarea rocilor argiloase umede, care se lipesc de cupă, se ajunge, datorită acestui fenomen, la micșorarea volumului util al cupei și la mărirea duratei ciclului din cauza descărcării mai îndelungate a cupei; — starea tehnică a utilajului și siguranța constructivă și funcțională a acestuia; — calificarea excavatoristului; — situația frontului de lucru. Aici interesează variațiile de înălțime ale acestuia, posibilitățile de apropiere a utilajului de transport de locul optim de încărcare, starea de vizibilitate la front etc; — organizarea lucrărilor, care depinde de existența mijloacelor de transport în număr suficient, starea drumurilor, alimentarea cu energie, existența pieselor de schimb etc.

	$\eta_u = 0,8-1,0$ — coeficientul de umplere a cupei excavatorului (v. tabelul XX.24); η_t — coeficient de utilizare a excavatorului în timp; are totdeauna valori subunitare. Valoarea acestui coeficient depinde de: organizarea deservirii excavatorului cu vase de transport; felul construcției mecanismului de deplasare a excavatorului; organizarea operațiilor de împușcare, organizarea reparațiilor curente etc.	*Productivitatea teoretică* — permite compararea diferitelor mașini între ele și aprecierea gradului de perfecționare a acestora. Productivitatea teoretică a excavatoarelor este prezentată în fișa acestora. *Productivitatea tehnică* — calculată pentru mai multe excavatoare în aceleași condiții de lucru permite să se aprecieze care utilaj este mai indicat a fi folosit în condițiile date. *Productivitatea de exploatare* — arată corectitudinea organizării muncii excavatorului și a tuturor mașinilor care îl deservesc. Într-o analiză mai detaliată această productivitate caracterizează organizarea muncii într-o întreprindere dată. Valorile numerice ale coeficienților ce intră în formule se pot stabili numai pe bază de încercări experimentale. Pentru umplerea normală a cupei va trebui ca: $h_{fr} = 0,65\ h_t$ — pentru roci ușor și mediu excavabile; $h_{fr} = 1,0\ h_t$ — pentru roci greu de excavat și stîncoase; h_{fr} — înălțimea frontului de lucru; h_t — distanța pe verticală de la orizontul așezării excavatorului pînă la axul pinionului mecanismului de împingere a cupei în frontul de lucru.
Numărul vehiculelor de transport (N_v) necesare unui excavator pentru o activitate continuă a acestuia: $N_v = \frac{T_c}{t_f}$ [buc] $T_c = t_i + \frac{L}{v_p} + \frac{L}{v_g} + t_d + t_{m.a}$ [min] *Numărul excavatoarelor necesare* (N_{ex}) pentru realizarea unei lucrări se calculează cu relația: $N_{ex} = \frac{V}{q \cdot n \cdot \eta_e \cdot T \cdot \eta_t \cdot n_{sch} \cdot z}$ [buc]	T_c — timpul total al unei curse, min; L — distanța de transport, m; v_p — viteza de transport la mersul în plin, m/min; v_g — viteza de transport la mersul în gol, m/min; t_i — timpul mediu de încărcare, min; t_d — timpul mediu de descărcare, min; $t_{m.a} = 2-3$ min — timpul de manevrare și așteptări la o cursă. În ipoteza că s-ar folosi garnituri formate din „n" vehicule de transport, *timpii de încărcare și descărcare a garniturii* vor fi: $t'_i = n \cdot t_i$ [min] $t'_d = k \cdot t_d$ [min] unde k este un coeficient care depinde de modul în care se face descărcarea garniturii (prin bascularea fiecărui vagon în parte, a unui grup de vagoane simultan sau a întregii garnituri deodată). V este volumul total de excavat într-un an (o campanie de lucrări), m^3;	

Tabelul XX.23 (continuare)

1	2	3	4
EXCAVATOARE CU ACȚIUNE INTERMITENTĂ		n_{sch} — numărul de schimburi în care se lucrează pe zi (cel mai frecvent se lucrează două schimburi a 8 ore pe sch. = 16 ore pe zi); z — numărul de zile disponibile într-un an pentru activitatea de excavare.	Dacă cupa se umple greu cu material se recurge la așa-numitele *excavări repetate*. Folosirea excavatoarelor repetate se stabilește în baza analizei expresiei; $\frac{t}{\eta_u} \leqslant \frac{t + t_1 + t_2}{\eta'_u}$ în care: t este durata completă a unui ciclu de lucru; t_1 — durata de excavare; t_2 — durata de coborîre a cupei pe talpa frontului de lucru; η_u — coeficient de umplere a cupei la o excavare; η'_u — coeficient de umplere a cupei de la o excavare repetată. Se vor folosi excavările repetate atunci cînd: $\frac{t}{\eta_u} > \frac{t + t_1 + t_2}{\eta'_u}$ În condiții grele de lucru marcate prin: lumină artificială; temperaturi sub zero grade; front de lucru de înălțime mică etc., productivitatea de exploatare normală a excavatoarelor cu o

EXCAVATOARE CU ACȚIUNE CONTINUĂ: Excavator tip elindă	*Productivitatea teoretică* $Q_h = \frac{60 \cdot q \cdot n}{1000}$ [m³/h] *Productivitatea tehnică* $Q_{ht} = \frac{60 \cdot q \cdot n \cdot \eta_e}{1000}$ [m³/h] *Productivitatea de exploatare* $Q_{nex} = \frac{60 \cdot q \cdot n \cdot \eta_e \cdot T \cdot \eta_t}{1000}$ [m³/sch] $\eta_e = \frac{\eta_u}{k}$ $n = \frac{n_0 m_b}{m}$ [umpleri sau goliri/min.] sau $n = \frac{1000\, v}{m \cdot b}$ [umpleri sau goliri/min.]	q este capacitatea unei cupe. n — numărul umplerilor sau golurilor pe minut; η_e — coeficient de excavare (v. tabelul XX.27); η_u — coeficient de umplere a cupei cu material (v. tabelul XX.27); k — coeficient de afînare a materialului în cupă (v. tabelul XX.27); η_t — coeficient de folosire a excavatorului în timp; n_0 — 8—20 — numărul de rotații pe minut al stelei poligonale; m_b — 6—9 — numărul laturilor stelei poligonale; v — 0,8—1,2 m/s — viteza lanțului cu cupe; m — numărul zalelor dintre două cupe vecine; în rocile friabile, nisipoase sau nisipoase-prăfoase care se excavează ușor și se descarcă ușor din cupe, se folosesc lanțuri cu patru zale; pentru rocile mai compacte,	cupă se micșorează cu coeficienți de reducere dați în tabelul XX.25. Pentru calculul productivității draglinei și a excavatorului cu cupă inversă după productivitatea cunoscută a excavatorului cu cupă dreaptă, la aceeași capacitate a cupei, pot servi coeficienții comparativi din tabelul XX.26. Pentru folosirea productivă a excavatorului va trebui ca: $Q_v = (3 \ldots 4)\, q$ Q_v fiind capacitatea vasului de transport. La excavarea inferioară, cupa deplasează materialul nu numai în interiorul ei, ci și în față prin tîrîre. De aceea, în acest caz, gradul de umplere al cupelor se apreciază după volumul rocii din fiecare cupă; în practică el atinge, în bune condițiuni 200%, adică $\eta_u = 2$ și rareori este mai mic de 1. La excavarea superioară, în condiții normale, coeficientul de umplere este cu cel puțin 12—25% mai mic decît la excavarea inferioară. Numărul de umpleri și goliri pe minut este funcție de viteza lanțului cu cupe și de construcția și pasul acestuia; acestea se reglează în conformitate cu proprietățile fizico-mecanice ale rocilor de excavat. La rocile care se excavează și se golesc ușor, se realizează un nu-

Tabelul XX.23 (continuare)

1	2	3	4
	Pentru calcule aproximative productivitatea excavatoarelor cu mai multe cupe în unitatea de timp total de lucru al acestora se ia proporţional cu capacitatea cupei ; pentru fiecare 100 l de capacitate a cupei, 100 m³ productivitatea pe oră.	argiloase-prăfoase şi mai ales cele argiloase, se folosesc lanţuri cu şase zale ; pentru rocile plastice lipicioase, se folosesc lanţuri cu opt zale. b — distanţa dintre bolţurile a două zale, mm.	măr mai mare de umpleri prin mărirea vitezei lanţului cu cupe, prin micşorarea pasului sau prin folosirea simultană a ambelor măsuri. Dacă viteza lanţului este mai mare decît cea admisă, cupele nu se golesc şi duc materialul înapoi la frontul de lucru ; dacă pasul lanţului este mai mic decît cel admis la golirea cupei se produce vărsarea materialului din cupa precedentă în cea următoare. Productivitatea excavatoarelor de tip elindă depinde în mod hotărîtor de asigurarea lor cu mijloacele necesare de transport (v. tabelul XX.28).
	Productivitatea teoretică $Q_h = \frac{60 \cdot q \cdot n}{1000}$ [m³/h] sau $Q_h = \frac{1,8 \cdot q \cdot z \cdot w}{\pi}$ [m³/h] şi respectiv $Q_h = 60 \cdot h \cdot S \cdot v_p$ [m³/h] *Productivitatea tehnică* $Q_{ht} = \frac{60 \cdot q \cdot n \cdot \eta_e}{1000}$ [m³/h]	q este volumul unei cupe de pe rotor, l ; n — numărul cupelor golite pe minut ; h — înălţimea şpanului de tăiere : $h = (0,5-0,7)\ D$, m ; S — adîncimea medie de tăiere (grosimea medie a şpanului), m ; v_p — viteza de pivotare, m/s ; η_e — coeficientul de excavare ; $\eta_u = 1,4-1,5$ — coeficientul de umplere al cupei cu material ; k — coeficientul de afinare a rocii în cupa excavatorului : $k = 1,3$ — pentru nisip şi pietriş ; $k = 1,45$ — pentru material steril amestecat ; $k = 1,66$ — pentru argile ; $k = 1,5$ — pentru cărbune ; T — durata schimbului de lucru, ore ; η_t — coeficient de folosire a excavatorului în timp ; Z — numărul cupelor de pe rotor, buc. ;	Cupele necelulare cu care sînt dotate majoritatea excavatoarelor cu rotor se încarcă bine şi, de asemenea, se descarcă complet şi fără dificultăţi. Viteza de tăiere si cea unghiulară au mărimi variabile în funcţie de diametrul rotorului : $v = 1,4$ m/s — pentru $D = 2,4$ m $v = 2,4$ m/s — pentru $D = 16$ m $w = 0,45\ s^{-1}$ — pentru $D \leqslant 8,0$ m $w = 0,35\ s^{-1}$ — pentru $D > 8,0$ m

Productivitatea de exploatare

$$Q_{ex} = \frac{60 \cdot q \cdot n \cdot \eta_e}{1000} \cdot T \cdot \eta_t \quad [m^3/sch]$$

$$\eta_e = \frac{\eta_u}{k}$$

$$n = Z \cdot N \text{ [goliri-umpleri/min]}$$

$$N = \frac{60\ v}{\pi\ D} \quad \text{[rotaţii/min]}$$

sau

$$N = \frac{30\ w}{\pi} \quad \text{[rotaţii/min]}$$

$$v = w\ \frac{D}{2} \quad \text{[m/s]}$$

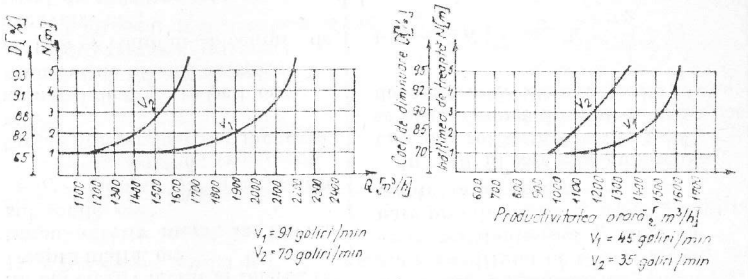
Capacitatea orară de excavare pentru o linie tehnologică dotată cu excavator cu rotor :

$$Q_{med} = \frac{H}{\sum_{i=1}^{i=n} \frac{h_i}{Q_i}} \quad [m^3/h]$$

Luînd în considerare un coeficient de diminuare a capacităţii, $k = (0,7-0,95)$, ce ţine seama de starea tehnică a utilajului şi de natura materialului din frontul de excavare, se obţine *capacitatea orară planificată* :

$$Q_{med.pl.} = Q_{med.k} \quad [m^3/h]$$

N — numărul rotaţiilor în unitatea de timp ;
v — viteza de tăiere a rocii, m/s ;



Capacitatea orară în funcţie de înălţimea feliei excavate şi de numărul maxim şi minim de goliri ale cupelor.

înseamnă că şi capacitatea de excavare scade. Pentru a păstra constant volumul de material ex-

La excavatoarele fără braţ prelungitor grosimea şpanului variază în plan orizontal sub formă de seceră.

Scăzînd secţiunea şpanului excavat, de la centru spre exterior,

1	2	3	4
EXCAVATOARE CU ACȚIUNE CONTINUĂ: Excavatorul cu rotor și cupe tăietoare	Cînd excavatoarele lucrează cu cupe inversate (tăiere sub șenilă), productivitatea se reduce cu 25% față de situația în care se lucrează cu tăiere înaltă. Dacă un excavator excavează două trepte, una cu tăiere înaltă și alta cu tăiere joasă, atunci se calculează $Q_{med.i.pl}$ și $Q_{med.j.pl}$, cu ajutorul cărora se poate afla *productivitatea medie pe oră* $$Q_{med.h} = \frac{Q_{med.i.pl} \cdot t_{ti} + Q_{med.j.pl} \cdot t_{tj}}{t_{ti} + t_{tj}}$$ unde : $$t_{ti} = \frac{V_{bl}}{Q_{med.i.pl}} \quad \text{[ore/bloc]}$$ $$t_{tj} = \frac{V_{bl}}{Q_{med.j.pl}} \quad \text{[ore/bolc]}$$ Fondul de timp zilnic de funcționare ține seama de timpul afectat reviziilor zilnice, săptămînale, de timpii de manevră și de comutare util-steril : — revizia zilnică : 1 oră/sch., respectiv $R_{zi} = 3$ ore/zi ; — revizia săptămînală : 12 ore/săptămînă, ceea ce înseamnă că pe zi *cota din revizia săptămînală* este : $$C_{Rs} = 12 : 7 = 1,7 \text{ ore/zi}$$ — *timpul de manevră* se determină cu relația : $$T_{mzi} = n_{bl} \cdot \frac{n_{man} \cdot t_m}{60} \cdot \left(\frac{24}{\frac{V'_{bl}}{Q_{med.pl}} + n_{bl} \cdot \frac{n_{man} \cdot t_m}{60}} \right)$$ *Fondul de timp de funcționare zilnic* se calculează cu relația : $$T_{fzi} = T_{zi} - T_i \quad \text{[ore]}$$ în care : $$T_i = R_{zi} + C_{RS} + T_{mzi} + T_{com} \quad \text{[ore]}$$ *Fondul de timp anual de funcționare* se poate stabili cu relația : $$T_f = T_d \cdot \frac{1}{1 + \eta_i \cdot \frac{Q_{med} \cdot t_i}{A \cdot h \cdot L}} \quad \text{[zile/an]}$$ $$T_d = T_c - (R_a + R + I) \quad \text{[zile/an]}$$	D — diametrul exterior al rotorului cu cupe, m ; w — viteza unghiulară a rotorului ; H — înălțimea treptei, m ; h_i — înălțimea feliilor de tăiere, m ; Q_i - productivități orare în funcție de înălțimea feliilor de tăiere și de viteza de rotație a rotorului, m³/h ; $V = L \cdot A \cdot h$ — volumul blocului de extragere, m³ ; L — lungimea blocului de extragere, m ; A — lățimea blocului de extragere, m ; h — înălțimea treptei, m ; t_{ti} — timpul efectiv lucrat la tăierea în treaptă înaltă, ore : t_{tj} — timpul efectiv lucrat la tăierea sub șenilă, ore ; $T_{ts} = t_{ti} + t_{tj}$ — timpul de funcționare în sarcină ; t_m — timpul necesar pentru o manevră, min ; n_{man} — numărul de manvră pe bloc ; n_{bl} — numărul de blocuri extrase ; V'_{bl} — $l \cdot A \cdot h$ — volumul blocului de excavare, m³ ; l — pasul de excavare, m ; T_{com} — timpul necesar de comutare de pe steril pe util și invers ; T_d — timpul disponibil anual, zile/an ; T_c = 365 — timpul calendaristic anual, zile/an ; R_a = 30 zile/an — durata unei revizii anuale ; R = 33 zile/an — durata reviziilor lunare, pe an ; într-un an au loc 11 revizii lunare a 3 zile pe lună ; I = 10 zile/an — durata întreruperilor ; η_i = 0,7 — coeficient de suprapunere a operațiilor de ripare a transportorului de la frontul de excavare cu cel de la haldă ; t_i — timpul total de întreruperi pe blocul de extragere (intrind) ; $t_i = t_r + t_c + t_{tb}$ [zile/bloc] sau $t_i = (t_r + t_c + t_{tb})\ T_{tzi}$ [ore/bloc] $t_r = t_{r\,front} + t_{r\,haldă}$ [zile/bloc] $t_{r\,front} = L_B \cdot t'_r$ [zile/bloc] $t_{r\,haldă} = L_B \cdot t''_r$ [zile/bloc] t'_r = 3 zile/km — norma de timp pentru riparea transportoarelor de front și t''_r = 5 zile/km — norma de timp pentru riparea transportoarelor de haldă ; L_B = lungimea benzii, m/bloc ; t_r — durata ripărilor transportorului cu bandă, zile/bloc ; t_c — durata inversărilor de cupe, zile/bloc ; t_{tb} — durata trecerilor peste bandă, zile/bloc ; k_1 — coeficient industrial de descopertă	cavat în timpul rotirii brațului, se recurge la creșterea vitezei de pivotare a brațului rotorului de la centru către exterior, odată cu creșterea unghiului de rotire a brațului. Pentru realizarea productivității proiectate va trebui să i se imprime rotorului o putere suficientă pentru învingerea rezistenței la excavare, opusă de rocă. Rezistența specifică la excavare se exprimă fie în daN/cm², k, fie în daN pe centimetru de lungime a cuțitului de tăiere, K. Aceste rezistențe pot fi determinate practic pe teren sau experimental în laborator. În cazul în care este cunoscută una din rezistențele de mai sus, se poate deduce și cea de a doua, deoarece între ele există relația : $$k \cdot f = 2K\sqrt{f} \text{ sau } K = \frac{1}{2} k\sqrt{f},$$ f fiind suprafața spanului. Determinarea *forței specifice de tăiere* se face mai adesea prin măsurători directe pe utilaj, folosind relația : $$K = \frac{232 \cdot P \cdot Q \cdot D \cdot \frac{\Upsilon}{2 \cdot 19}}{\sqrt{Q \cdot D \cdot n} + 1,47 D \cdot n \cdot r} \quad \text{[N/cm]}$$ în care . P este energia absorbită de motorul de acționare a rotorului, kW ; Q — productivitatea excavatorului, m³/h ; D — diametrul rotorului, m ; Υ — greutatea volumetrică a materialului, N/m³ ; n — numărul cupelor golite pe minut ; r — raza de curbură a cuțitului cupei, m. În funcție de rezistența specifică opusă la excavarea cu excavatorul cu rotor și cupe tăietoare, rocile respectiv terenurile se împart în trei mari categorii și anume : — terenuri ușoare (nisip, pietriș etc.), $k = 200$ N/cm ; — terenuri medii, $K \geqslant 300$ N/cm ; — terenuri tari (argilă compactă, marnă etc.), $K = 500 - 600$ N/cm.

Tabelul XX.23 (continuare)

1	2	3	4
EXCAVATOARE CU ACȚIUNE CONTINUĂ: Excavatorul cu rotor și cupe tăietoare	T_e — timpul de exploatare a blocului. $T_{exp\,l} = \frac{A \cdot h \cdot L}{Q_{med}}$ $T_f = T_d \cdot \frac{1}{1 + \frac{r_i \cdot l_i}{T_{expl}}}$ *Fondul de timp total anual necesar pentru operații auxiliare:* $T_a = T_d \cdot \frac{1}{1 + \frac{T_{expl}}{r_i \cdot l_i}}$ [zile/an] *Volumul anual de masă minieră posibil de excavat:* $Q_{m\,m} = \sum_{i=1}^{i=n} Q^i_{med\,h} \cdot T^i_f$ [m³/an] *Capacitatea de producție a carierei în util:* $Q_u = \frac{Q_{m\,m}}{\frac{1}{\gamma} + k_1}$ [mil. t/an]		

Coeficienții de utilizare a complexelor de excavare, transport și haldare

Calculul se face în funcție de utilajul conducător care este excavatorul cu rotor.

Coeficientul de utilizare extensivă.

$$C_{ex} = \frac{T_f}{T_c} \cdot 100 \ [\%]$$

$$C_{expl} = \frac{T_d}{T_c} \cdot 100 \ [\%]$$

Coeficientul de utilizare intensivă.

$$C_{in} = \frac{Q_{ef}}{Q_g} \cdot 100 \ [\%]$$

sau

$$C_{in} = \frac{Q_{ef}}{Q_t} \cdot 100 \ [\%]$$

Coeficientul de utilizare totală.

$$C_t = C_{ex} \cdot C_{in} \cdot 100 \ [\%]$$

Fiabilitatea

$$C_f = \frac{T_{ef}}{T_d + T_a} \cdot 100 \ [\%]$$

T_f — este timpul de funcționare, h;
T_c — timpul calendaristic, h;
T_d — timpul disponibil calculat, h.

Q_{ef} — productivitatea orară efectivă, m³/h;
Q_g — productivitatea orară garantată, m³/h;
Q_t — productivitatea orară teoretică, m³/h;

C_f — coeficient de fiabilitate, %;
T_{ef} — timpul efectiv de funcționare, h;
T_a — timpul staționărilor accidentale, h.

Coeficientul de utilizare exprimă modul în care s-a făcut folosirea în timp a utilajului, iar coeficientul de utilizare intensivă arată modul în care a fost folosită capacitatea excavatorului.

Din experiența acumulată pe plan mondial, se constată că o realizare de 50% a utilizării extensive, în medie pe carieră, față de timpul calendaristic, se consideră o folosire bună.

O utilizare intensivă se consideră corespunzătoare cînd procentual este de circa 90% din cea garantată, sau circa 50% din productivitatea orară teoretică.

La un coeficient de utilizare extensiv de 50% și cel intensiv de 90%, coeficientul de utilizare totală este de 45%.

Printr-o organizare și conducere la nivel corespunzător a proceselor tehnologice în general și a celor neproductive în special, se ajunge la creșterea timpului de funcționare, respectiv la o fiabilitate mai bună.

Din punct de vedere al folosirii extensive a utilajelor situația este mai bună în carierele cu mijloace clasice de excavare și transport, unde atît excavatoarele cît și autobasculantele sînt mai simple și mai robuste, iar atunci cînd intervin staționări mai mari pot fi înlocuite cu altele.

Tabelul XX.26

Coeficienții comparativi de productivitate pentru diferite tipuri de excavatoare

Tipul excavatorului	Roci moi din categoria *I*	Roci mijlocii și de cîmpactitate mijlocie, categ. *II, III*	Roci compacte de categ. *IV*	Roci stîncoase de categ. *V*
Lopată mecanică	1,00	1,00	1,00	1,00
Draglină	0,82	0,88	0,77	0,64
Lopată cu acțiune inversă	0,64	0,66	0,70	0,68

Tabelul XX.27

Valorile coeficientului de excavație, la excavarea inferioară

Categoria rocilor după tabelul XX.24.	Denumirea rocilor	Exemple de valori ale coeficienților			
		de umplere	de afinare	de excavare	
				în condiții grele	în condiții favorabile
I	Nisip, pietriș	1,1—2,0	1,20	0,80	1,65
II	Cărbune brun, roci argiloase prăfoase ușoare	1,0—1,5	1,25	0,85	1,25
III	Roci argiloase prăfoase compacte	1,0—1,3	1,25—1,30	0,80	1,00
IV	Roci argiloase	0,9—1,1	1,30—1,35	0,70	0,80

Tabelul XX.28

Coeficientul de utilizare a excavatoerelor în funcție de felul transportorului

Felul transportorului pentru deservirea excavatorului	Coeficientul de utilizare a excavatorului
Transportor cu bandă	0,90—0,95
Transportor feroviar pe două linii (excavator cu două portale)	0,85—0,90
Idem, pe o singură linie (excavator cu un singur portal)	0,60—0,80

5.3. INSTALAȚII ȘI UTILAJE DE EXCAVARE-ÎNCĂRCARE ȘI TRANSPORT

În etapa actuală de dezvoltare a tehnicilor și tehnologiilor de lucru, în exploatările la zi multe operații principale și auxiliare, necesare de realizat pentru bunul mers al procesului tehnologic de producție, se fac folosind o serie de mașini și utilaje ca: screpere, buldozere, scarificatoare, autogredere, încărcătoare etc.

5.3.1. INSTALAȚII DE SCREPER

Instalațiile de screper reprezintă instalații, folosite în cariere, care pot să sape, să încarce, să transporte și să repartizeze roca în cursul descărcării. Screperele pot fi cu cabluri sau pe roți.

Screpere cu cabluri. Pentru distanțe scurte, de 100—150 m și volume mici de transport, se folosesc screperele cu cabluri (fig. XX.57).

Volumul cupei poate ajunge pînă la 10 m³. Atît stația de acționare cît și stația de întoarcere pot fi mobile, cînd se deplasează în lungul carierei. În cazul zăcămintelor cu lungime mică, capul de acționare poate fi fix, iar scripetele de întoarcere se poate muta pe un cablu întins paralel cu frontul de lucru.

Instalațiile de screper cu cabluri sînt folosite de multe ori la exploatarea zăcămintelor mici de nisipuri, pietriș, fosforite și alte substanțe minerale utile, cînd stratul nu are grosime mai mare de 3 m, iar descoperta nu depășește 5—6 m.

Instalațiile de screper cu cabluri sînt folosite cu mult succes și la operațiile de încărcare și transport a rocilor tari extrase în cariere prin lucrări de perforare-împușcare.

Productivitatea pe schimb a unei instalații de screper cu cablu poate fi exprimată prin relația prezentată în tabelul XX.29.

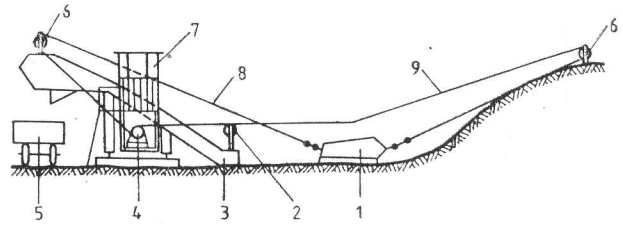


Fig. XX.57. Schema de lucru cu instalație de screper cu cabluri:
1 — cupa screper; *2* — scripete conducător; *3* — platformă; *4* — vinci; *5* — utilaj de transport; *6* — scripete de întoarcere; *7* — cabina de comandă; *8* — cablu de plin; *9* — cablu de gol.

Screpere pe roți. Aceste instalații sînt utilizate pentru descopertarea zăcămintelor, excavarea aluviunilor, săparea tranșeelor și realizarea unor serii de lucrări auxiliare și îndeosebi pentru curățirea stratelor de substanță minerală utilă. Distanța de transport cu aceste instalații nu depășește de obicei 1,0—1,5 km.

Tabelul XX.29

Productivitatea instalațiilor și utilajelor de excavat, încărcat și transportat

Denumirea instalației sau utilajului	Producativitatea Formula de calcul și ajutătoare	Semnificația notațiilor și valoarea coeficienților
Screper cu cablu	$Q_{sch} = \dfrac{3600 \cdot q \cdot \eta_e \cdot \eta_t \cdot T}{\dfrac{l}{v_1} + \dfrac{l}{v_2} + t_1 + t_2}$ [m³/sch.]	q — capacitatea cupei screperului, m³; η_e — coeficient de excavare (η_e screper = η_e draglină; η_t — coeficient de utilizare productivă a instalației pe schimb; T — durata unui schimb de lucru; L — lungimea medie de excavare și transport cu screperul; v_1 și v_2 — viteza cursei în gol și respectiv utilă a screperului; t_1 și t_2 — pauze pentru trecerea de la cursa în gol la cursa utilă și invers.
Screper cu roți	$Q_{sch} = \dfrac{60\ T_{sch} \cdot \eta_t \cdot \eta_u \cdot V_s}{T_c \cdot k}$ [m³/sch.] $T_c = t_i + t_p + t_g + t_d$ [min]	T_{sch} — timpul de lucru al unui schimb, ore; V_s — volumul screperului, m³; T_c — timpul unui ciclu de lucru, min; η_t — coeficient de utilizare a timpului de lucru; η_u — 0,85...1,13 — coeficient de umplere a cupei; k — 1,1...1,45 — coeficient de înfoiere a materialului; t_i — timpul de încărcare a cupei, min; t_p, t_g — timp de mers al screperului plin și respectiv gol, min; t_d — timpul de descărcare a cupei, min.
Buldozer	$Q = \dfrac{3600 \cdot V_m \cdot \gamma \cdot \eta_t}{T_c}$ [kN/h] $V_m = \dfrac{b \cdot h \cdot a \cdot \psi_m}{2k}$ [m³] $\psi_m = 1 - 0{,}005\ l_t$;	V_m — volumul de material ce se deplasează în fața lamei, m³; γ — greutatea volumică a materialului, kN/m³; $\eta_t = 0{,}8 - 0{,}9$ — coeficient de utilizare în timp a buldozerului; T_c — timpul unui ciclu, s; b — lățimea lamei, m; h — înălțimea lamei, m; a — lungimea grămezii de material din fața lamei, m; ψ_m — coeficient al pierderilor de material care depind de lungimea de transport l_t;

	$T_c = \dfrac{l_t}{v_t} + \dfrac{l_d}{v_d} + \dfrac{l_t + l_d}{v_g} + 2t_i + t_s$ [s]	k — coeficient de înfoiere a materialului; l_t — distanța pe care are loc deplasarea materialului; v_t — viteza cu care se face tăierea, m/s; v_d — viteza cu care se face deplasarea, m/s; v_g — viteza cursei goale la înapoiere, m/s; t_i — timpul de întoarcere a tractorului, s; t_s — timpul de executare a operațiilor suplimentare (schimbarea vitezelor, coborîrea lamei etc.), s.
Autogredere	$Q_{sch} = \dfrac{60 \cdot T_{sch} \cdot V \cdot \eta_t}{T_c}$ [m³/sch.] $T_c = t_p + t_g + t_r + t_c + t_{cd} + t_i$ [min]	T_{sch} — durata schimbului de lucru, ore; V — volumul geometric al rocii deplasate de către autogreder la o trecere, m³; η_t — coeficient de folosire a autogrederului; T_c — durata unui ciclu de lucru, min; K — coeficient de afînare a rocii aflat în prisma împingerii de autogreder; t_p — durata de deplasare a rocii de către autogreder; t_g — durata de revenire a autogrederului; t_r și t_c — durata de ridicare și coborîre a lamei; t_{cd} și t_i — durata cuplărilor-decuplărilor și durata de întoarcere la finele cursei.

În roci moi și friabile screperele funcționează fără afinarea prealabilă, iar în cazul unor roci compacte este necesară afinarea prealabilă cu ajutorul unor scarificatoare.

Screperele pe roți execută operațiile de excavare, transport și depozitare a materialului și pot fi de două feluri: *remorcă* (fig. XX.58) sau *semiremorcă* (fig. XX.59).

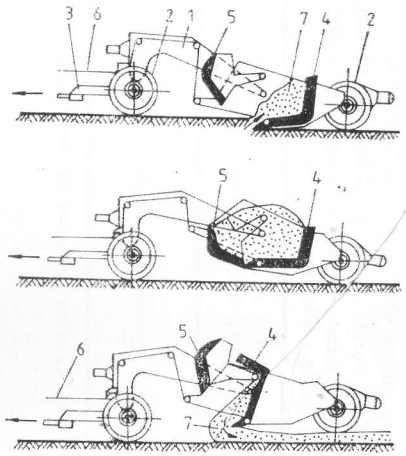


Fig. XX.58. Schema de încărcare a screperului pe roți:

1 — ramă; *2* — sistem de deplasare; *3* — dispozitiv de remorcare; *4* — cupă; *5* — obloanele cupei; *6* — dispozitiv de conducere.

Screperul semiremorcă sau autoscreperul este o mașină de construcție modernă. Caracteristicile lui principale sînt: viteza de deplasare mare în comparație cu screperele tractate; manevrabilitatea deosebită; accelerare rapidă și rezistențe mici la viraje. Astfel, el atinge o viteză de deplasare de 30—40 km/h, față de 8—10 km/h cît se poate realiza cu screperul tractat.

Lucrul cu screperul pe roți se compune din următoarele operații: umplerea screperului (cupei), care se realizează în timpul deplasării lui prin tăierea unei așchii de rocă; deplasarea screperului de la locul de încărcare pînă la haldă sau locul de depozitare; golirea screperului și deplasarea lui din nou la frontul de lucru.

Descărcarea se realizează deschizînd peretele închizător din față și deplasînd peretele din spate cu ajutorul unor cilindri hidraulici sau a unor cabluri.

Aceste screpere au capacități ale cutiei de pînă la 15 m³, cu tendința de creștere pînă la 30—40 m³ în Europa și pînă la 75 m³ în S.U.A. Grosimea brazdei de rocă pe care o taie screperul este în funcție de mărimea lui și de tăria rocii și variază între 10 și 30 cm, iar lățimea acesteia este de 1—3 m, în funcție de lățimea cupei screperului.

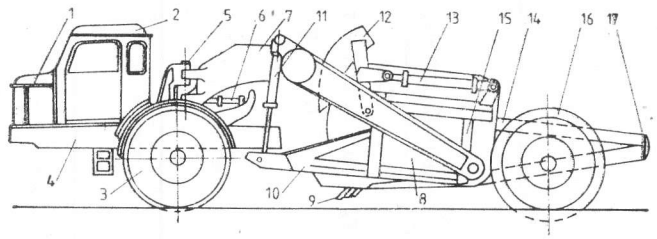


Fig. XX.59. Autoscreperul D-357-G:

1 — motor; *2* — cabină; *3* — roți motoare; *4* — cadrul motorului; *5* — reazemul articulat al brațului arcuit; *6* — cilindrii hidraulici ai mecanismului de direcție; *7* — braț arcuit; *8* — cupă; *9* — cuțit; *10* cadrul din spate *11* — cilindrii hidraulici ai mecanismului de ridicare a cupei; *12* — oblon; *13* — cilindrii hidraulici ai mecanismului de ridicare a oblonului; *14* — cilindrii hidraulici de descărcare a cupei; *15* — perete spate mobil; *16* — roțile din spate; *17* — tampon.

Factorii principali care influențează productivitatea screperelor sînt: natura rocilor ce se excavează, distanța de transport, capacitatea și construcția cupei, puterea motorului, viteza de deplasare și relieful terenului.

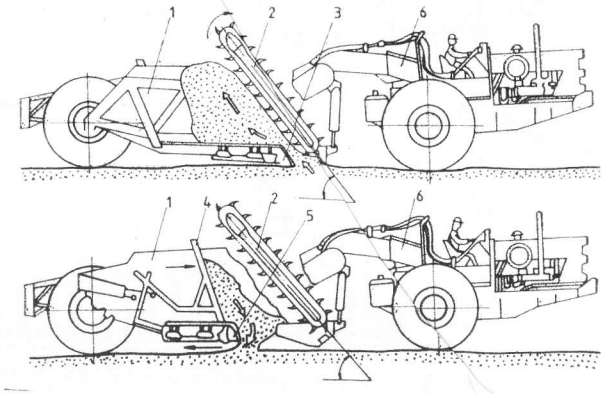


Fig. XX.60. Autoscreper elevator:

1 — cupă; *2* — elevator; *3* — cuțit; *4* — perete mobil; *5* — cuțit fix; *6* — tractor.

Producția pe schimb a unui screper tractat se calculează cu relația prezentată în tabelul XX.29.

În construcția screperelor moderne se constată următoarele tendințe: dezvoltarea screperelor semiremorcate cu tractoare monoax; mărirea vitezei de deplasare; creșterea capacității cupei; folosirea pneurilor de joasă presiune; descărcarea forțată a rocii din ladă; acționarea hidrostatică.

De asemenea, în ultimul timp s-a impus *autoscreperul elevator*, ca urmare a avantajelor pe care le prezintă față de autoscreperul tradițional (fig. XX.60).

Costul lucrărilor executate cu ajutorul screperelor, raportat la unitatea de produs, este cu atît mai mic, cu cît capacitatea cupei este mai mare.

5.3.2. BULDOZERE ȘI SCARIFICATOARE

Aceste mașini se folosesc în cariere pentru executarea de operații ajutătoare, de nivelare și îndeosebi de curățire, cînd distanța de transport nu depășește 100 m.

Buldozerele sînt tractoare obișnuite, de obicei pe șenile, pe care se montează o lamă, așa-zisa *lamă de buldozer* care formează organul de lucru (fig. XX.61).

În funcție de gradele de libertate ale lamei, se deosebesc două feluri de buldozere: cu *lamă fixă*, cînd lama poate avea numai poziție orizontală în timpul ridicării și coborîrii; cu *lamă universală*, cînd aceasta se poate roti sub anumite unghiuri atît în plan vertical cît și orizontal.

Prin adaptarea unui scarificator (fig. XX.62) la spatele tractorului echipat sau nu și cu o lamă de buldozer se pot executa lucrări de pregătire a terenului prin ruperea

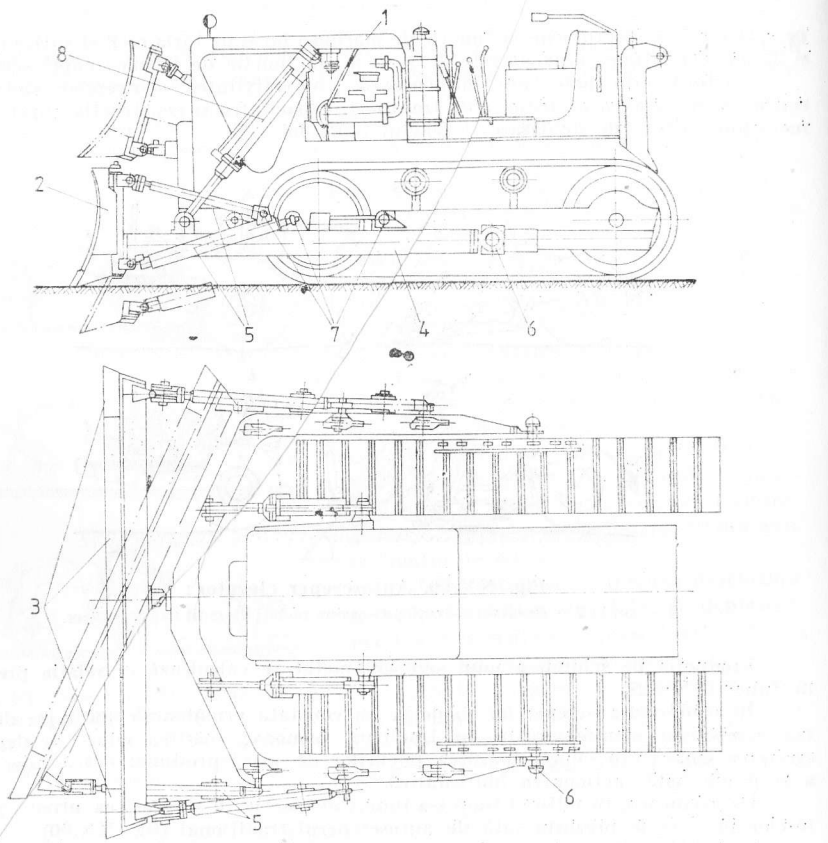


Fig. XX.61. Buldozer cu acționare hidrostatică cu lamă orientabilă:
1 — tractor; *2* — lamă; *3* — cuțite din oțel manganos; *4* — cadru de împingere; *5* — brațe reglabile; *6* — lagăr; *7* — articulații; *8* — instalație hidraulică.

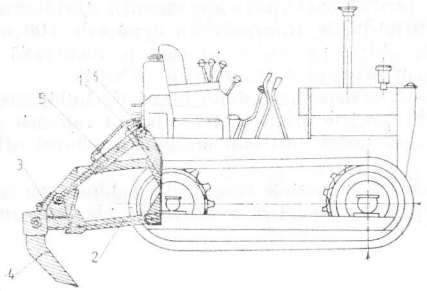


Fig. XX.62. Scarificator cu acționare hidrostatică:
1 — plăci verticale; *2* — paralelograme; *3* — traversă cu suporți pentru dinți; *4* — dinți pentru scarificare; *5* — instalație hidraulică; *6* — conducte de presiune.

crestei la terenurile compacte și uscate, pentru afinarea prealabilă a terenurilor tari, în vederea excavării ulterioare cu buldozere sau screpere.

Tendința actuală este aceea de construire a buldozerelor universale, acționate hidrostatic.

Se remarcă apariția unor buldozere cu cinci cilindri hidraulici, care asigură, prin comanda din cabină, modificarea unghiului de săpare, ridicarea sau coborîrea lamei, înclinarea acesteia în plan vertical-transversal, precum și modificarea unghiului de atac.

De multe ori pe buldozerele ce lucrează în exploatarea la zi se montează, ca echipament auxiliar, un scarificator. Acționarea cadrului scarificatorului și a dinților acestuia se face separat cu ajutorul a două perechi de cilindri, ceea ce permite să se modifice unghiul de săpare al dinților în timpul lucrului, în funcție de natura terenului și gradul lui de compactare.

Debitul unui buldozer se calculează cu expresia analitică dată în tabelul XX.29.

În cazul cînd buldozerul este folosit pentru nivelări, productivitatea se măsoară în metri pătrați de suprafață nivelată.

Factorii principali care influențează productivitatea buldozerelor sînt: natura terenului, distanța de transport, puterea motorului, dimensiunile lamei, panta terenului și viteza de mers înapoi.

5.3.3. AUTOGREDERE

Autogrederele (fig. XX.63) se folosesc în exploatarea la zi pentru: profilarea drumurilor de acces, executarea de șanțuri cu adîncimea de pînă la 1,0 m, debleieri și nivelări locale, amenajarea treptelor de înfrățire pe coaste de deal, repararea și întreținerea drumurilor etc. În timpul iernii, ele sînt utilizate pentru curățirea zăpezii de pe drumuri. De obicei, tăierea, deplasarea și nivelarea rocilor se execută prin treceri separate, a căror succesiune este determinată de categoria terenului și de relief.

În construcția acestor mașini se constată următoarele tendințe: adoptarea unor echipamente suplimentare de buldozer, scarificator, curățitor de zăpadă; creșterea puterii motorului, mărirea vitezei de lucru și de transport, folosirea pneurilor de joasă presiune pentru sistemul de deplasare; folosirea comenzilor hidrostatice acționate de pompe hidraulice cu debit mărit și cu presiuni de minimum 100 daN/cm².

Productivitatea autogrederelor poate fi exprimată prin volum de rocă tăiată și deplasată, prin suprafața nivelată sau prin lungimi executate în unitatea de timp. Exprimarea productivității în suprafețe sau în lungimi este mai dificilă și, de aceea, în mod obișnuit productivitatea autogrederului se exprimă prin volumul de rocă tăiată și deplasată în unitatea de timp.

Sub formă generală, productivitatea autogrederului poate fi exprimată cu ajutorul relației prezentate în tabelul XX.29.

5.3.4. ÎNCĂRCĂTOARE

Încărcătoarele sînt mașini autopropulsate destinate în special pentru încărcarea și transportul orizontal la distanțe mici, a materialelor derocate prin lucrări de perforare-impușcare și a celor depozitate în vrac.

Comparativ cu excavatoarele cu o cupă, încărcătoarele prezintă, din punct de vedere constructiv și funcțional, următoarele avantaje: presiuni reduse pe sol; mobilitate mare chiar în terenuri accidentate atît pentru lucrul în sarcină cît și la deplasare în gol; posibilitatea de înlocuire rapidă a cupei în cazul schimbării granulației

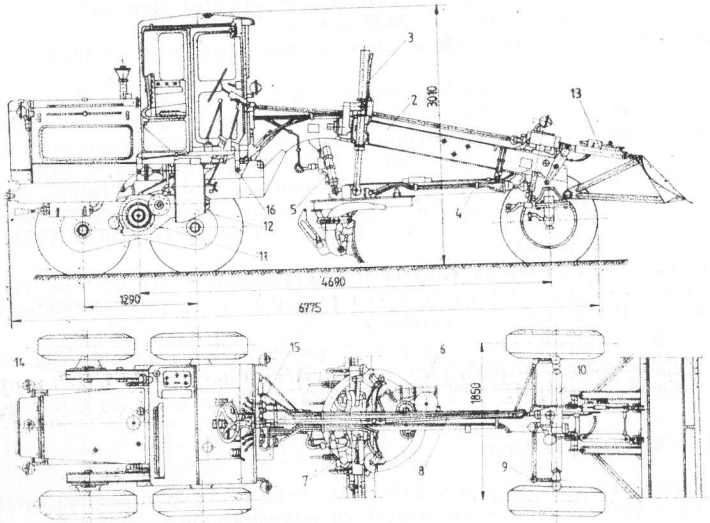


Fig. XX.63. Autogreder :

1 — lamă ; *2* — cadru principal ; *3* — cilindru hidraulic pentru ridicarea ramei lamei ; *4* — cadru de tracțiune pent rudeplasarea transversală a lamei ; *5* — cilindru hidraulic pentru ridicarea lamei ; *6* — mecanism de rotire a coroanei ; *7* — piston pentru deplasarea transversală a lamei ; *8* — sistem de comandă ; *9* — mecanism de rotire a roților ; *10* — puntea din față ; *11* — puntea din spate ; *12* — angrenaj ; *13* — cilindru hidraulic ; *14* — culisă ; *15* — distributor hidraulic ; *16* — sistem de încălzire a cabinei.

materialului; acționarea dispozitivului de încărcare printr-un sistem hidraulic simplu și de mare randament; comenzi simple și rapide; putere instalată mică ; lucrează bine la stringerea materialelor în stocuri etc.

Construcția unui încărcător frontal pe șenile, cu o cupă, este arătată în fig. XX.64. Echipamentul de încărcător se compune din cupa *1*, prevăzută cu lamă tăietoare și dinți demontabili din oțel manganos, manevrată cu ajutorul mecanismului de ridicare format din brațul de ridicare *2*, brațul de basculare *3* și traversa de legătură *4*. Mecanismul de ridicare este articulat la suportul *5* , fixat rigid la ansamblul sistemului de rulare.

Instalația hidrostatică de acționare a mecanismului de ridicare este compusă dintr-o pompă hidraulică acționată de la motorul tractorului, un rezervor de ulei, un distribuitor cu trei sertare, o pereche de cilindri hidraulici *6* pentru ridicarea cupei și o pereche de cilindri *7* pentru basculareа acesteia. Pentru a-i mări manevrabilitatea necesară la lucrările de încărcare-descărcare, tractorul *8* este prevăzut cu o cutie de viteze cu inversor, care realizează patru trepte de viteză înainte și înapoi, precum și cu șenilele *9* cu profil special și pinteni de înălțime mică.

Pentru încărcare, tractorul se deplasează către înainte, cu cupa coborîtă în poziția *a*. Pe măsură ce se încarcă, cupa se ridică și se rotește, trecînd succesiv prin pozițiile *b* și *c*. Cu cupa în poziția *c* încărcătorul face manevrele în vederea descărcării

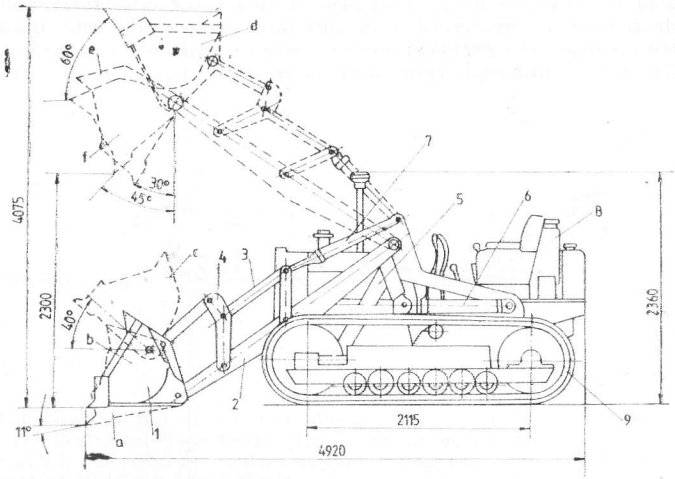


Fig. XX.64. Încărcător pe șenile cu o cupă.

(se deplasează către înapoi și se rotește). Pentru descărcare cupa se ridică mai întîi în poziția *d*, după care se basculează, trecînd prin pozițiile *e* și *f*. Apoi încărcătorul se reîntoarce în frontul de încărcare, coboară cupa în poziția *a* și ciclul reîncepe.

Cele mai eficiente mașini pentru lucrările de încărcare sînt *încărcătoarele frontale cu o cupă*, pe pneuri.

Pentru asigurarea manevrabilității încărcătoarelor de mare capacitate s-a ajuns la soluția constructivă cu *șasiu articulat central*. În această soluție (fig. XX.65) șasiul a fost împărțit în două semișasiuri, asamblate cu o articulație în plan cu doi pivoți verticali, unul superior și unul inferior.

Fiecare semișasiu este ținut de un singur ax, acționarea direcției făcîndu-se prin doi cilindri hidraulici. Acest sistem prezintă următoarele avantaje: elimină complet crucile cardanice din sistemul de transmisie; realizează o stabilitate mai mare în curbe,

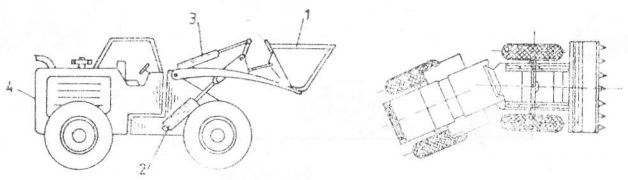


Fig. XX.65. Încărcător cu cupă :

a — vedere laterală ; *b* — vedere în plan ; *1* — cupă ; *2* — cilindru de ridicare ; *3* — cilindru pentru retirea cupei ; *4* — motor.

prin deplasarea centrului de greutate al mașinii spre roțile interioare; îmbunătățește tehnologia de lucru a încărcătorului prin adaptarea semișasiului cu cupa la pozițiile optime pentru încărcare din grămadă și descărcare în mijlocul de transport, reducînd durata ciclului de lucru prin manevrare pe spații restrînse; a permis creșterea capacită-

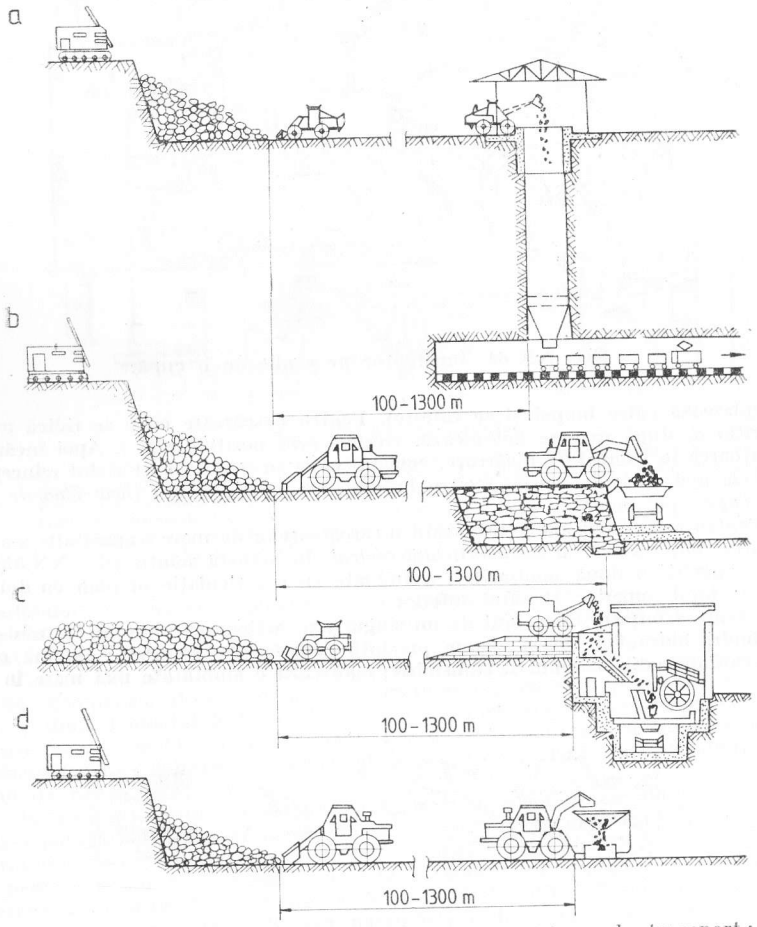


Fig. XX.66. Lucrul încărcătoarelor cu diferite sisteme de transport: *a* —încărcător-descărcător—transport cu vagonete; *b* —încărcător—transport cu vagoane de mare capacitate; *c* — încărcător-concasor — transport pe bandă; *d* —încărcător—transportor cu bandă.

ții cupelor de încărcător pînă la 7—8 m³, menținînd o manevrabilitate cu toată creșterea ampatamentului; se poate adapta ușor la echipamentul de buldozer.

Soluția cu șasiu articulat mărește prețul de achiziție al mașinii cu circa 15% față de soluția cu șasiu rigid, dar prin mărirea productivității, costurile de exploatare, raportate la 1 m³ încărcat, revin mult mai avantajos.

Semișasiul din față poartă întotdeauna echipamentul de lucru (cupa de încărcător sau lama de buldozer). Semișasiul din spate poartă sistemul de acționare a echipamentului și de deplasare a mașinii.

La unele mașini, cabina este amplasată pe semișasiul din față, pentru ca mișcarea conducătorului odată cu echipamentul să ofere o creștere a gradului de vizibilitate, în timp ce la alte construcții este amplasată pe semișasiul din spate.

La încărcătoare, greutatea mașinii a fost distribuită în mod egal pe cele două semișasiuri. La încărcarea cupei, distribuția greutății se modifică, axa din față preluînd aproape 2/3 din sarcina totală.

În România, la Uzinele TRACTORUL Brașov și 7 NOIEMBRIE Craiova se construiesc încărcătoare frontale cu o cupă pe șenile sau pe pneuri, cu capacitatea cupei de 0,8 pînă la 5 m³.

Schemele de lucru ale încărcătorului cu o cupă sînt în funcție de modul cum se încarcă cupa (din taluz prin tăiere sau din grămadă) și de modul în care se descarcă materialele (în grămadă, în autobasculante sau în vagoane).

În fig. XX.66 se observă folosirea încărcătoarelor în combinație cu diferite sisteme de transport în carierele de roci tari, unde extragerea se face prin lucrări de perforare împușcare.

Tot în cadrul utilajului auxiliar întrebuințat în cariere se încadrează și *excavatoarele cu roată și cupe, cu săpare longitudinală*, întrebuințate la săparea șanțurilor pentru asecarea și evacuarea apelor și *încărcătoarele lopată mecanică*, întrebuințate în special pentru lucrările de curățire în cazul transportului cu bandă în cariere.

6. TRANSPORTUL ÎN EXPLOATAREA LA ZI

Principalele sarcini ale transportului din cariere constau în deplasarea masei de roci sterile la halde și a substanței minerale utile la uzina de preparare sau la stația de livrare.

Transportul din cariere afectează costurile unei unități de producție cu aproximativ 40—50%, iar personalul de la transport și haldă reprezintă aproximativ 45% din totalul personalului dintr-o carieră.

Instalațiile de transport folosite în exploatarea la zi se împart în două mari grupe: *instalații cu funcționare discontinuă* și *instalații cu funcționare continuă*. Dintre instalațiile cu funcționare discontinuă cele mai reprezentative sînt: instalațiile de transport pe cale ferată și transportul auto, iar dintre instalațiile cu funcționare continuă amintim instalațiile de transport cu transportoare cu bandă și hidrotransportul.

Caracteristic transportului din exploatarea la zi este faptul că punctele de încărcare — fronturile de lucru — și uneori și cele de descărcare (de exemplu haldele) își schimbă mereu poziția.

Capacitatea de transport trebuie coordonată cu producţia utilajului conducător, în aşa fel încît la fronturile de lucru utilajele să funcţioneze continuu şi să nu se depoziteze pe loc materialul extras. De asemenea, mijlocul de transport ales trebuie să fie cît mai economic posibil, motiv pentru care ciclul de transport trebuie să fie cît mai mic.

La alegerea sistemului de transport, trebuie să se ţină seama de: capacitatea utilajului de excavare; natura şi granulaţia materialului ce trebuie să fie transportat; distanţa pe care trebuie să fie transportat materialul; înclinarea lucrărilor de deschidere; costul investiţiilor pentru drumul de transport al vehiculelor şi al instalaţiilor auxiliare; costul exploatării mijloacelor de transport pe unitatea de producţie; uniformitatea şi siguranţa funcţionării transportului; posibilităţi ulterioare de dezvoltare etc.

6.1. TRANSPORTUL PE CALE FERATĂ

Transportul pe cale ferată este astăzi foarte răspîndit, mai ales în carierele cu producţii mari şi foarte mari. Acest transport se aplică, în special, acolo unde sînt distanţe mari de transport şi încărcături voluminoase, cu trafic intens.

Totuşi, cheltuielile de investiţii sînt destul de ridicate, întreţinerea căii şi a parcului de vehicule — vagoane şi locomotive — costă mult, iar organizarea transportului este complicată şi necesită personal numeros.

Pe lîngă aceste dezavantaje trebuie subliniat faptul că acest transport are un caracter de lucru ciclic şi, deci, este indicat pentru deservirea utilajelor care lucrează şi ele tot ciclic.

Căile ferate folosite în cariere se împart în *căi ferate staţionare*, montate la suprafaţă, în tranşee şi pe bermele treptelor exploatate şi *căi ferate nestaţionare*, montate în fronturile de lucru.

Ecartamentele cele mai des întîlnite astăzi în exploatarea la zi sînt cele de 1345 mm.

Transportul feroviar reclamă amenajarea unei căi a cărei elemente geometrice trebuie respectate cu multă stricteţe, pentru a se oferi traficului deplină siguranţă. Din acest punct de vedere, o cale ferată bună necesită o realizare şi întreţinere deosebit de îngrijită.

Pentru a asigura o mişcare normală a trenurilor pe porţiunile curbe, se recomandă ca în cazul liniilor cu ecartamentul normal razele de curbură să nu fie mai mici de 200 m la liniile staţionare, iar la liniile nestaţionare de 100—200 m, cînd tracţiunea se face cu locomotive electrice.

Pentru tracţiunea cu locomotive electrice se recomandă ca declivitatea conducătoare a porţiunilor înclinate să nu depăşească $40^0/_{00}$. Declivitatea în porţiunile curbe trebuie să fie cu cel puţin $2—3^0/_{00}$ mai mică decît declivitatea conducătoare.

Vagoanele folosite în cariere pot fi împărţite în trei grupe: vagoane pentru transportul materialului din descopertă la haldă, vagoane pentru transportul substanţei minerale utile şi platforme pentru transportul materialelor şi utilajelor.

Vagoanele pentru descopertă, denumite şi *dumpcare* (fig. XX.67, *a*), au cutia basculantă şi pot fi cu descărcare laterală, numai pe o parte, sau pe ambele părţi. Deschiderea pereţilor poate fi prin rabatare în jos sau prin rabatare cu îndepărtare în sus.

Vagoanele pentru transportul substanţei minerale utile pot fi cu descărcare pe la fund, între şine, denumite *hoppere* (fig. XX.67, *b*), sau cu descărcare laterală, în afara şinelor, denumite *gondole* (fig. XX.67, *c*). Hopperele cu două osii au capacităţi pînă la 25 t, iar cele cu patru, pînă la 60 t. Gondolele cu patru osii au capacităţi pînă la 60 t, iar cele cu şase osii pînă la 100 t.

Atît hopperele cît şi gondolele se folosesc pentru transportul substanţei minerale utile pînă la beneficiar.

Grupul de uzine pentru construcţia de vagoane din Arad fabrică vagoane pentru descopertă, cu volumul util al cutiei de 25 şi 40 m³, şi vagoane pentru util de tip gondolă

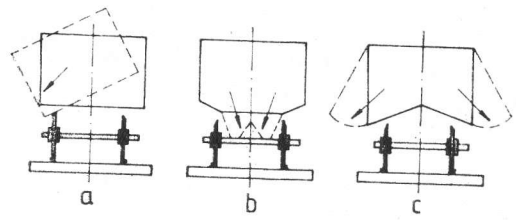


Fig. XX.67. Vagoane de cale ferată cu descărcare automată.

cu volumul util al cutiei de 30 m³. Vagoanele construite în România au căpătat o largă utilizare atît în exploatările la zi din ţara noastră cît şi în cele din R.D.G., Polonia, Cehoslovacia, U.R.S.S. etc.

Pe plan mondial se fabrică vagoane dumpcare cu 8 osii şi capacităţi de 140—180 t. Tendinţa de creştere a capacităţii dumpcarelor este justificată de faptul că aceasta duce la micşorarea parcuului de vagoane, a garniturilor în mişcare şi în general a cheltuielilor de exploatare.

În general, vagoanele care lucrează în complex cu excavatoarele cu cupă trebuie să aibă capacitate de cel puţin 5—6 ori mai mare decît capacitatea cupei.

În cariere au căpătat o largă utilizare locomotivele Diesel, Diesel-electrice şi locomotivele electrice. Condiţiile principale care se cer locomotivelor întrebuinţate în cariere sînt: să poată transporta în rampă, pe linii cu declivităţi mari fără a micşora esenţial viteza şi să se poată înscrie în curbe cu raze mici, pînă la 80—100 m.

Locomotivele electrice reprezintă tipul cel mai răspîndit de locomotive în exploatările la zi cu mare trafic şi cu condiţii grele, deoarece sînt complet echilibrate, opresc fără convoiul şi pun rapid în mişcare garnitura. Locomotivele electrice folosite în cariere pot fi: cu contact; cu acumulatoare; cu contact şi cablu; cu contact şi Diesel.

Locomotivele electrice cu contact de curent continuu reprezintă tipul de bază care a căpătat utilizarea ce a mai largă. Aceste locomotive au 2, 4 şi 6 osii. Cînd au 4 şi 6 osii, sînt aşezate pe boghiuri, pentru a se înscrie uşor în curbe. Fiecare osie este acţionată individual de cîte un motor. Motorul se aşază paralel cu osia, iar transmisia este cu roţi dinţate cu o singură treaptă de reducţie. Transmisia poate fi pe o parte sau pe ambele părţi ale motorului.

Cabina mecanicului se află de obicei la mijloc. Numai locomotivele foarte grele cu 6 osii au cabine la ambele capete (fig. XX.68).

În ceea ce priveşte viteza, pe liniile nestaţionare de la fronturile de lucru şi de la halde se circulă cu viteza de 15—20 km/h, iar pe liniile staţionare bine întreţinute viteza de circulaţie este de 25—40 km/h.

În cazul transportului cu locomotive este necesară organizarea transportului după grafice de mişcare. Transportul după grafice de mişcare este mai uşor de realizat în cariere decît în subteran, întrucît schemele de transport sînt mai simple, numărul punctelor de

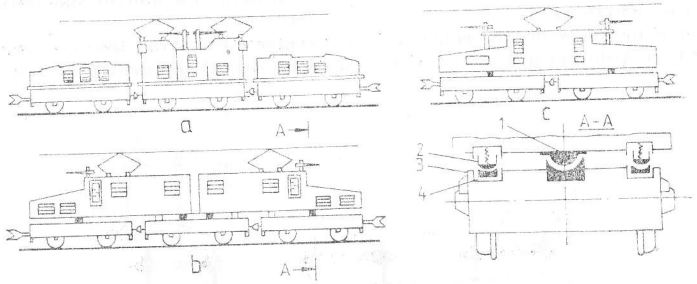


Fig. XX.68. Locomotive electrice pentru cariere:
a — cu trei secții; *b* — cu două secții; *c* — cu o secție; *1* — sprijin central; *2* — sprijin lateral; *3* — glisor; *4* — ghidaje.

încărcare este mai mic, producția este mai concentrată, iar folosirea comenzilor de la distanță și a dispecerizării se poate face mai ușor.

În fig. XX.69 sînt prezentate exemple de scheme de linii ferate folosite în fronturile de lucru.

Circulația feroviară în exploatarea la zi se desfășoară după trei grafice: *grafic paralel* — aceeași viteză în ambele sensuri; *grafic neparalel* sau *comercial* — cu viteze diferite în cele două sensuri de mișcare și *grafic în grupuri* sau *pachete*.

În cazul graficelor paralele și neparalele, la o singură cale pe un sector se poate afla un singur tren între stație și halta de încrucișare sau între două puncte de încrucișare.

La graficul în grupuri, trenurile se expediază unul după altul într-o singură direcție, în pachete, iar distanța între trenuri este egală cu distanța între două stații de încrucișare și se utilizează numai la cale dublă.

Graficul de mișcare se construiește punînd pe abscisă intervale de timp de 10 min, iar pe ordonată distanța dintre punctele de încrucișare (fig. XX.70). Mișcarea trenului pe traseu este redată de liniile oblice, iar oprirea de cele orizontale.

La graficul paralel, pentru o singură cale, mișcarea în același sens este reprezentată prin linii paralele. La sensul invers nu se produc încrucișări pe parcurs, deoarece întîlnirea într-un sector este exclusă.

Capacitatea maximă de circulație a transportului pe cale ferată într-o carieră este determinată de porțiunea de linie cu cea mai mare intensitate de mișcare și care are cea mai mică capacitate de circulație față de celelalte porțiuni de cale ferată. De obicei, în cariere capacitatea de transport este determinată de porțiunea de linie de pe transee cu declivitate conducătoare.

Probilemele organizării și productivității transportului pe cale ferată sînt prezentate în tabelul XX.30.

Cheltuielile de exploatare a dumpcarelor și a vagoanelor în general scad foarte mult, odată cu creșterea capacității acestora. De asemenea, odată cu creșterea declivității scade foarte mult greutatea trenului, ceea ce duce la creșterea costului pe tona kilometrică; costul scade odată cu creșterea cantității de material transportat, respectiv cu creșterea intensității transportului, și crește mult odată cu creșterea adîncimii carierei.

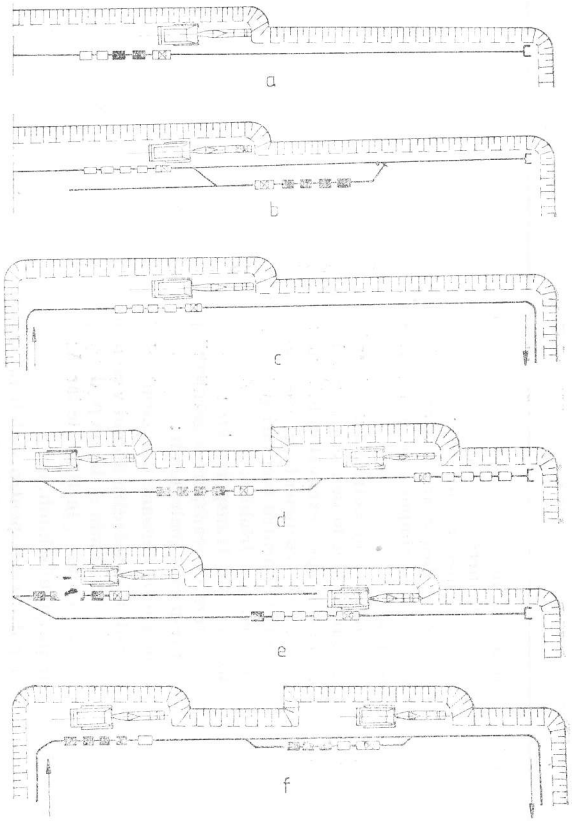


Fig. XX.69. Scheme de linii ferate în fronturile de lucru:
a, b, c — folosirea unui singur excavator; *d, e, f* — folosirea a două excavatoare; *a, b, c, d* — transport în fund de sac; *e, f* — transport în circuit.

Costul pe tona kilometrică scade foarte mult odată cu creșterea distanței de transport, ceea ce face ca prețul total de transport pe tona transportată să crească în măsură mai mică odată cu creșterea distanței de transport decît în cazul altor feluri de transport, ca de exemplu auto sau cu benzi transportoare.

Avantajele principale ale transportului cu locomotive sînt: distanța de transport nu este practic limitată; capacitate mare de transport; încărcarea vagoanelor de către excavator se face simplu, fără să necesite sisteme de alimentare; se pot transporta materiale tari, abrazive și în bucăți mari; buna funcționare este influențată în măsură redusă de

Tabelul XX.30

Organizarea și productivitatea transportului în cariere

Felul transportului	Parametrul de determinat, formula de calcul și ajutătoare	Semnificația notațiilor și valorile coeficienților	Observații
1	2	3	4
PE CALE FERATĂ	1. Timpul unei curse complete a unei garnituri: $T_c = t_{in} + t_{mp} + t_{ds} + t_{mg} + t_{ma}$ [min]	t_{in} — timpul de încercare, min; t_{mp} — timpul de mers plin, min; t_{mg} — timpul de mers în gol, min; t_{ds} — timpul de descărcare a garniturii, min; t_{ma} = 5—10 min — timpul de manevrare și așteptări; V — capacitatea volumetrică a garniturii, m³; t_c — timpul unui ciclu de lucru al cupei, min; q — volumul cupei excavatorului, m³; η_e = 0,6—0,9 — coeficient de excavare; se acceptă 0,6 pentru roci tari și 0,9 pentru roci slabe și friabile; L — distanța de transport, km; v și v_g — viteza de transport a garniturii pline și respectiv goale, km/h; n — numărul de vagoane din garnitură, buc; t — timpul de descărcare a unui vagon, min; t = 1,5—2,0 min — în timp de vară și t = 3—5 min — în timp de iarnă; T_{sch} — timpul unui schimb, ore; τ — timpul necesar pentru stabilirea legăturilor de semnalizare între încrucișări și pornirea garniturii, min; t_m — timpul de mers al unei garnituri într-un sens, min; k = 1,2—1,5 — coeficient de neuniformitate; Q_{pl} — greutatea garniturii pline, kN; Q_u — greutatea utilă a unui vagon, kN;	
	$t_{in} = \frac{V \cdot t_c}{q \cdot \eta_e}$ [min]		
	$t_{mp} = \frac{60\ L}{v_p}$ [min]		
	$t_{mg} = \frac{60\ L}{v_g}$ [min]		
	$t_{ds} = n \cdot t$ [min]		
	2. Capacitatea de circulație în cazul unei linii simple: $N_1 = \frac{60\ T_{sch}}{t_{mp} + t_{mg} + 2\tau}$ [perechi trenuri/sch.]		
	3. Capacitatea de circulație în cazul unei linii duble:		

TRANSPORT	$N_2 = \frac{60\ T_{sch}}{t_m + \tau}$ [garnituri/schimb]	Q_p — greutatea proprie a vagonului, kN; k_t — coeficient de tară a vagonului; n_{expl}, n_{rep}, n_{rez} și n_{aux} — numărul de locomotive în lucru util, în reparații, în rezervă și folosite în activități auxiliare; f = 1,05—1,15 — coeficient de neuniformitate a mișcării; Q_{zi} — cantitatea de transport pe zi, t; $n \cdot Q_u$ — masa de transport într-un tren, t; T_c — timpul unui ciclu de transport dus-întors cu o locomotivă, ore; T — timpul total de transport pe zi, ore; K_v = 1,25 — coeficient ce ține seama de vagoanele ce se află în reparație și rezervă.	Din datele practice rezultă; $n_{rep} = 0,12\ n_{expl}$; $n_{rez} = (0,05—0,1)\ n_{expl}$; n_{aux} = 1—2 buc.
	4. Capacitatea de transport: $M = \frac{N_{1(2)}}{k} \cdot n \cdot Q_v$ [t/sch]		
	5. Numărul vagoanelor din componența unei garnituri: $n = \frac{Q_{pl}}{Q_u + Q_p}$ [buc]		
	$Q_p = k_t \cdot Q_u$ [kN]		
	$n = \frac{Q_{pl}}{Q_u(1 + k_t)}$ [buc]		
	6. Parcul necesar de locomotive: $n_L = n_{exp} + n_{rep} + n_{rez} + n_{aux}$ [buc]		
	7. Numărul de trenuri pe zi necesare de extras din carieră: $n_{tr} = \frac{f \cdot Q_{zi}}{n \cdot Q_u}$ [buc]		
	8. Numărul de garnituri și respectiv de locomotive necesare pentru lucru util: $n_{expl} = \frac{f \cdot Q_{zi} \cdot T_c}{T \cdot n \cdot Q_u}$ [buc]		

Tabelul XX.30 (continuare)

1	2	3	4
	9. Parcul de vagoane: $n_{vag} = n \cdot n_{expl}$ 10. Parcul în inventar al vagoanelor: $n_{i\ vag} = n_{vag} \cdot K_v$		
AUTO	1. Lăţimea părţii carosabile a drumului: — Transport într-un sens $B_1 = A + 2a$ [m] — Transport în două sensuri: $B_2 = 2A + b + 2a$ [m] 2. Timpul total al unei curse: $T_c = t_{în} + t_{mp} + t_{mg} + t_{ds} + t_{ma}$ [min] 3. Numărul autovehiculelor necesare efectiv pentru un excavator: $N_{a\ ef} = \frac{T_c}{t_{în}}$ [buc] 4. Productivitatea unui autovehicul:	A — lăţimea autovehiculului după roţile din spate, m; $a \geqslant 0,4$ — lăţimea de rezervă de la roţi la marginea părţii carosabile, m; $b = 0,7-1,7$ — distanţa dintre autovehiculele care se încrucişează; $t_{în}$ — timpul de încărcare, care se calculează ca şi în cazul transportului pe cale ferată, min; t_{mp}, t_{mg} — timpii de mers plin şi gol — se calculează ca şi în cazul transportului pe cale ferată, min; t_{ds} — 1 min — timpul de descărcare; $t_{m.a}$ = 2—3 min — timpul de manevră şi aşteptări la o cursă; L — distanţa de transport, km; v_m — viteza medie de transport, km/h; Q_u — încărcătura utilă a autovehiculului, kN; k — coeficientul de utilizare a autovehiculului în timpul lucrului; T — timpul în care se socoteşte productivitatea, ore;	Viteza de mers în gol este mai mare decît cea de mers plin cu 15—25%. Vara şi iarna, vitezele sînt aproximativ egale, în schimb primăvara şi toamna, din cauza ploilor şi topirii zăpezilor, vitezele scad cu aproximativ 20—30%. De asemenea, noaptea vitezele scad în medie cu 8—17% din cauza vizibilităţii necorespunzătoare. Consumul de lubrifiant este de 5—8% din consumul de carburant.

TRANSPORT

$$Q = \frac{T \cdot Q_u \cdot k}{\frac{2L}{V_m} + t_{în} + t_{ds} + t_{m.a}}, \text{ [kN]}$$

5. Capacitatea de transport a unui sector de drum industrial:

$$M = \frac{1000 \cdot v \cdot T \cdot Q_u}{K_s \cdot l} \text{ [kN]}$$

6. Parcul de autovehicule în inventar:

$$N_{a.i} = \frac{k_{zi} \cdot Q_{zi}}{Q_{sch} \cdot n \cdot \sigma_t} \text{ [buc]}$$

7. Consumul specific teoretic de carburant:

$$q_e = 0,78 \left[(1 + 2k_t)\, L \frac{W_r}{1000} + H \frac{1 + k_t}{1000} \right] Q_u \text{ [kg]}$$

8. Consumul specific real de carburant:

$q_r = q_e \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3$ [kg]

l — distanţa minimă care trebuie să rămînă pentru siguranţă între două vehicule, m;
$K_s = 1,1-1,2$ — coeficient de siguranţă;
Q_{zi} — productivitatea zilnică a carierei, kN;
K_i — coeficient de neuniformitate în lucru;
Q_{sch} — productivitatea de exploatare realizată de autovehicul pe schimb, kN/sch.;
n — număr de schimburi lucrătoare;
$\sigma_t = 0,7-0,9$ — coeficient de pregătire tehnică a autovehiculelor;
k_t — coeficient de tară a maşinii;
W_r — rezistenţa specifică la mişcare-rostogolire, N/kN;
k_1 — coeficient care ia în considerare creşterea consumului în timp de iarnă (10%);
k_2 — coeficient care ia în considerare consumul de combustibil la reglare, verificare etc. (6%);
k_3 — coeficient care ia în considerare consumul de combustibil la manevrare (5—10%).

Tabelul XX.30 (continuare)

1	2	3		4
TRANSPORT CU TRANSPORTOARE CU BANDĂ	1. Productivitatea transportoarelor cu bandă: $Q = 3600\ F \cdot v \cdot \gamma_a \cdot \gamma_i$ [kN/h]	F — suprafața secțiunii transversale a materialului de pe bandă, m²;		$\beta = 25°$ pentru material sortat prin grătare;
		v — viteza de deplasare a benzii, m/s;		
		γ_i — 0,8—1,0 — coeficient de încărcare a benzii;		$\beta = 30°$ pentru material extras și încărcat cu excavatoare cu o cupă;
		γ_a — greutatea volumetrică a materialului afinat, kN/m³;		
		B — lățimea benzii de transport, m;		$\beta = 40°$ pentru material extras și încărcat cu excavatoare cu cupe multiple;
		β — unghiul de taluz al materialului pe bandă, grade;		
		A_b — dimensiunea maximă a unui bulgăre de material;		$\beta = 45°$ pentru material încărcat prin alimentatoare intermediar.
		B_T — lățimea covorului de cauciuc mm;		
		$k_m = 1,1—1,2$ — coeficient de rezervă a puterii motorului;		
		W_0 — forța de tracțiune dezvoltată la capul de acționare a benzii, N;		
	$F = \frac{576\ B^2\ \mathrm{tg}\frac{\beta}{2}}{3600}$ [m²] pentru benzi plane			
	$F = \frac{\left(576\ \mathrm{tg}\frac{\beta}{2} + 155\right) B^2}{3600}$ [m²] pentru benzi scoc (jgheab)	$\eta_r = 0,8—0,85$ — randamentul reductorului și a cuplajului hidraulic;		
		η_{tm} — randamentul tobelor motoare;		
	2. Granulația materialului de transportat: $A_b = 0,5\ B_T - 100$ [mm]	$\eta_{tm} = 0,95—0,96$ — în cazul unei singure tobe motoare;		
		$\eta_{tm} = 0,92—0,93$ — în cazul a două tobe motoare;		
	3. Puterea grupului motor de acționare a unui transportor: $P = k_m \frac{W_0 \cdot v}{1000\ \eta_r \cdot \eta_{tm}}$ [kW]	S_{inf} — tensiunea din bandă în punctul de înfășurare pe tobă, daN;		
		S_{desf} — tensiunea din bandă în punctul de desfășurare de pe roata motoare, daN.		
	$W_0 = S_{inf} - S_{desf} + (0,01 \ldots 0,06)(S_{inf} + S_{desf})$ [N]			

Fig. XX.70. Graficul circulației trenurilor:
1—2—3 — trenuri.

schimbările climaterice; coeficient mic de rezistență la mișcare; cost total al transportului relativr edus, iar pe tona kilometrică cel mai mic, față de alte sisteme de transport.

Dezavantajele principale ale transportului cu locomotive sînt: cheltuieli de investiții relativ ridicate; întreținerea costisitoare a căii și a parcului de vehicule; declivități ale căii de transport mult mai mici decît în cazul transportului auto sau cu transportoare, ceea ce duce la tranșee cu lungimi mari și scheme complicate de transport; raze mari de curbură; terasamente cu suprafață mare pentru așezarea liniei ferate; operația de mutare a liniilor din front este o operație grea; caracterul de lucru este discontinuu și necesită organizare pretențioasă a mișcării; personal relativ numeros; asigură un grad de utilizare redus al excavatorului.

6.2. TRANSPORTUL AUTO

Transportul cu mijloace auto este folosit în carierele unde exploatarea se face intens și ca urmare fronturile de lucru înaintează și își schimbă poziția foarte repede.

Transportul auto prezintă o serie de avantaje față de transportul pe cale ferată, ca de exemplu:

— condițiile impuse traseului sînt mult mai ușoare, admițînd curbe cu raze mult mai mici și rampe mult mai mari;

— autovehiculele pot circula cu ușurință în orice direcție, avînd o totală independență în acțiune;

— permite circulația pe drumuri cu amenajări oricît de rudimentare;

— pot transporta materiale grele, abrazive și în bucăți relativ mari;

— nu apar întreruperi în circulație provocate de accidente — deraieri — care blochează liniile etc.

Transportul auto este indicat a se aplica în carierele situate în terenuri accidentate, cu declivităţi mari şi pe distanţe scurte, unde instalarea liniilor ferate sau a transportoarelor cu bandă ar reclama investiţii mari şi foarte mari.

Lăţimea unei benzi necesară circulaţiei autovehiculelor se ia de minim 3 m, putîndu-se adopta rampe pînă la $15^0/_{00}$ sau chiar mai mult. Dacă terenul permite, pentru tranşeele pe care circulă autovehiculele încărcate se pot fixa rampe mai mici de 60—$80^0/_{00}$, iar pentru cele pe care circulă autovehiculele goale, se folosesc rampe mai mari de 150—$160^0/_{00}$.

În ceea ce priveşte curbele, se pot admite raze de cel puţin 30 m, iar în serpentine, dacă sînt bine amenajate şi întreţinute, se poate cobori chiar sub 30 m.

Pentru ca transportul să se desfăşoare în condiţii cît mai bune, este necesar să se prevadă o îmbrăcăminte a căii, care poate fi asfaltată, betonată, pavată sau pietruită.

Dacă drumurile nu sînt bine întreţinute, mai ales în anotimpurile bogate în precipitaţii, productivitatea transportului auto este foarte scăzută; cu cît drumul este mai bun cu atît productivitatea transportului auto creşte.

Din punctul de vedere al amplasării şi construcţiei benei (cutiei), de care depinde în principal şi ansamblul constructiv al autovehiculelor folosite în cariere, acestea se împart în două grupe: *autocamioane cu benă*, care se descarcă prin înclinare frontal sau lateral, denumite şi *autobasculate*, şi *tracloare cu semiremorci* sau *remorci* (fig. XX.71).

Din punctul de vedere al energiei folosite, autovehiculele întrebuinţate în cariere pot fi cu motoare cu ardere internă şi cu motoare electrice, alimentate de la o reţea aeriană (troleibuze).

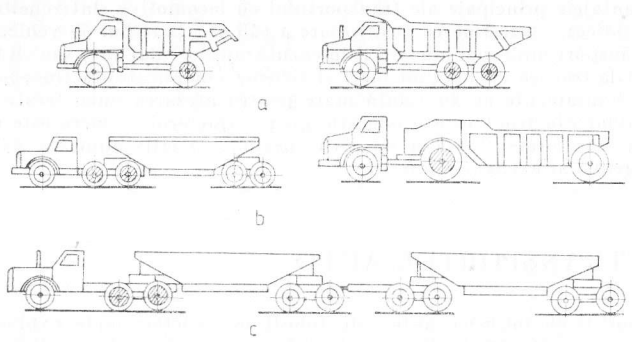


Fig. XX.71. Autovehicule folosite în exploatarea la zi:
a — autobasculante; *b* — tractoare cu semiremorci; *c* — tractoare cu semiremorcă şi remorcă.

Utilizarea cea mai largă au căpătat-o autovehiculele cu motoate cu ardere internă. Dintre motoarele cu ardere internă, la autovehiculele pentru cariere sînt folosite de obicei cele Diesel.

Autobasculantele au capacităţi utile pînă la 200 t. Realizarea autobasculantelor cu capacităţi utile peste 100 t este îngreunată de posibilităţile dificile de amplasare a benei, de manevrabilitate greoaie a maşinii, precum şi de presiunea ridicată cu care apasă rotile pe suprafaţa drumului.

În carierele cu producţii mici şi medii, de la noi din ţară, se recomandă a se folosi autobasculantele de fabricaţie românească „DAC" şi „Roman Diesel" care au o încărcătură utilă de pînă la 100 t.

În ţările în care condiţiile de zăcămînt au permis o largă extindere a exploatărilor la zi cu producţii mari şi foarte mari, se folosesc autobasculante cu capacităţi utile foarte mari, ce depăşesc chiar 200 t.

Descărcarea benei autobasculantelor se face prin înclinarea ei cu ajutorul unor cilindri hidraulici, alimentaţi de la o pompă montată pe autobasculantă şi acţionată de motor. Descărcarea laterală nu a căpătat utilizare, întrucît se realizează mai greu din punct de vedere constructiv.

Pentru creşterea gradului de utilizare a excavatorului se recomandă ca autobasculantele să aibă capacitatea utilă cît mai mare, ceea ce duce la reducerea pauzelor pentru schimbarea acestora. Se consideră că este raţional ca raportul între capacitatea autobasculantei şi a cupei excavatorului să fie cuprins între 4—10, în funcţie de distanţa de transport.

Un rol deosebit de important îl are organizarea circulaţiei autovehiculelor la punctul de încărcare. Autovehiculele trebuie să pătrundă şi să se oprească în aşa fel faţă de excavator încît acesta să aibă pauze cît mai mici şi să execute unghiuri de rotire cît mai mici în timpul lucrului (fig. XX.72).

Pentru a putea asigura un transport cu viteză suficient de mare şi a putea urca pante relativ mari, se recomandă ca autobasculantele să aibe o putere specifică de 7—10 CP/t (0,525—0,75 kW/kN).

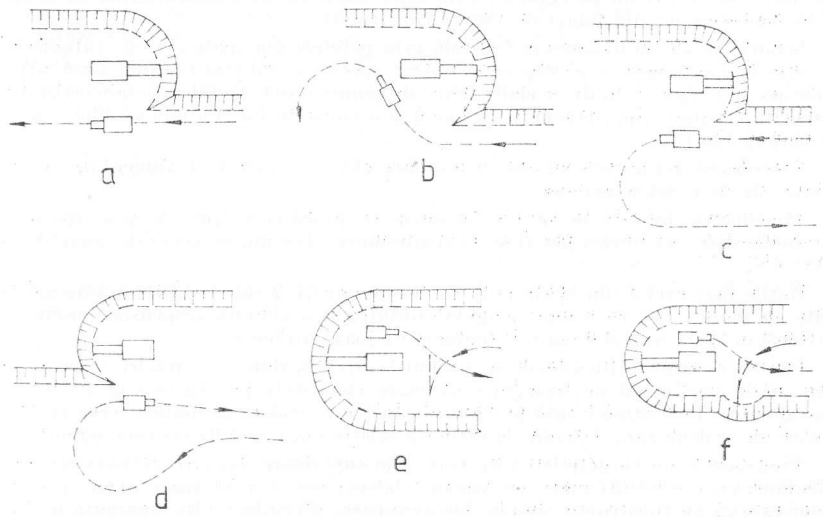


Fig. XX.72. Scheme de acces a autovehiculelor la excavator:
a — acces direct; *b* — acces în bretea (în cazul lăţimilor mai mari ale întrîndurilor); *c* şi *d* — acces în buclă la 180°; *e* — acces în fund de sac (cu linie moartă); *f* — acces în fund de sac (cu săparea unei nişe pentru întoarcere atunci cînd raza de întoarcere este mai mare ca lăţimea întrîndurilor).

Semiremorcile și *remorcile* sînt tractate de tractoare pe roți de cauciuc (rareori pe șenile).

Remorcile se folosesc în cazuri rare, cînd drumurile din carieră au declivități mici și cînd se transportă material cu greutate volumetrică mică, ce necesită cutii cu volum mare.

Semiremorcile prezintă avantajul față de remorci prin faptul că apasă cu o parte din greutatea cutiei și încărcăturii pe roțile motoare ale tractorului, ceea ce duce la creșterea aderenței și, deci, a forței de tracțiune.

În practică fiecare tip de semiremorcă lucrează împreună cu un anumit tip de tractor și invers.

Semiremorcile pot fi cu *descărcarea pe la fundul benei*, *lateral* sau *frontal* (prin spate). Semiremorcile cu descărcare pe la fund se folosesc numai pentru transportul materialelor ușoare, cum este cărbunele. Acționarea închiderii și deschiderii pereților de la fund se face pneumatic. Capacitatea lor utilă este de 40—140 t. Puterea specifică a acestor semiremorci se recomandă să fie de (0,045—0,0487 kW/kN). Astfel de semiremorci se recomandă pentru cariere cu producție mare, la care stratul de cărbune are înclinare mică și nu se află la adîncime prea mare, întrucît pot circula numai pe drumuri cu pantă mică, de 40—45‰.

Semiremorcile cu descărcare laterală se folosesc îndeosebi pentru transportul rocilor sterile și a substanțelor minerale utile tari și în bucăți mari. În cazul cînd frontul în care se descarcă are lungime mare, cum este la halde, descărcarea se poate face chiar din mers. Avantajul lor este că nu necesită manevră în punctul de descărcare, ca cele cu descărcare frontală, prin spate. Semiremorcile cu descărcare laterală au capacități pînă la 25—30 m³ (40—50 t). Ele nu au căpătat o utilizare largă datorită dificultăților ce se întîmpină în realizarea lor din punct de vedere constructiv.

Semiremorcile cu descărcare frontală prin peretele din spate (ca și autobasculantele), care se mai numesc și *autobasculante semiremorci*, au căpătat cea mai largă utilizare în practica mondială, față de celelalte feluri de semiremorci. Se folosesc îndeosebi pentru transportul sterilului din decopertă la haldă și a minereurilor și ajung să aibă capacități utile pînă la 180 t.

Troleibuzele reprezintă mașini cu motoare electrice, care sînt alimentate cu curent continuu de la o rețea aeriană.

Troleibuzele folosite în cariere au cutia cu descărcare frontală prin spate, ca și autobasculantele, iar uneori pot fi și cu semiremorci. Ele au, în general, capacități pînă la 600 kN.

Roțile motoarelor din spate pot fi în număr de 2 sau 4 și fiecare este acționată de cîte un motor. Pentru a mări manevrabilitatea și a elimina suspensia, tendința este de a folosi în spate numai două roți motoare de joasă presiune.

Pentru a reduce dificultățile în timpul încărcării, datorită rețelei și colectorului aerian, noile construcții de troleibuze de mare capacitate pentru cariere au colectorul aerian montat pe o ramă fixată pe bara din față și scoasă mult înainte, ceea ce permite manevre ale troleibuzului laterale, la distanță relativ mare față de rețeaua aeriană.

Troleibuzele au caracteristici de tracțiune superioare, ceea ce permite transportul pe drumuri cu declivități mari, cu viteză relativ mare. Un alt mare avantaj al troleibuzelor este că au construcție simplă. De asemenea, prezintă multă siguranță în exploatare, iar cînd circulă pe pantă în jos recuperează energie.

În aceleași condiții de exploatare, productivitatea troleibuzelor este cu 20—25% mai mare decît a autobasculantelor, iar costul transportului mai redus cu 25—35%. Neajunsul principal al troleibuzului îl reprezintă necesitatea rețelei aeriene de alimentare.

În condiții favorabile folosirii troleibuzelor, cînd schema rețelei aeriene este simplă, fără multe ramificații, transportul cu troleibuz este cel mai ieftin față de toate celelalte sisteme de transport.

Problemele cele mai importante ale organizării și productivității transportului auto sînt prezentate în tabelul XX.30.

Elementele principale care influențează în mod deosebit asupra eficacității economice a transportului auto în cariere sînt: capacitatea utilă a autovehiculului, felul și starea întreținerii drumurilor, viteza de mișcare și lungimea de transport.

Debitul de transport variază aproximativ direct proporțional cu capacitatea utilă a autovehiculului. Debitul mașinii scade brusc odată cu creșterea distanței de transport. Lungimea maximă rațională la care se recomandă a se face transportul auto crește odată cu capacitatea utilă a autovehiculului. S-a dovedit că transportul auto este economic pe următoarele distanțe și capacități de utilaje: pînă la distanța de 0,5 km, cu autocamioane pînă la 3 t capacitate; pînă la distanța de 1—1,5 km, cu autovehicule cu capacitatea de 5—7 t și pînă la distanța de 5 km cu autovehicule cu capacitatea de transport de 10—25 t.

De felul și starea de întreținere a drumurilor depinde viteza de transport, care la rîndul ei influențează direct asupra debitului ce îl realizează un autovehicul pe schimb. Debitul pe schimb realizat de un autovehicul variază aproximativ direct proporțional cu viteza de transport.

Costul pe tona kilometrică este în funcție de: capacitatea utilă a autovehiculului, viteza și distanța de transport. El scade liniar cu creșterea capacității utile a autovehiculului, precum și cu creșterea vitezei de transport. Întrucît viteza scade, iar cheltuielile de exploatare cresc odată cu creșterea declivității drumului, rezultă că costul pe tona kilometrică crește odată cu creșterea declivității.

Transportul auto se recomandă îndeosebi la distanțe mici de transport, existînd o limită a lungimii maxime pînă la care este rațională utilizarea transportului auto.

Pe lîngă avantajele substanțiale ale transportului auto, acesta prezintă și o serie de dezavantaje dintre care se menționează: cheltuieli mari de întreținere, atît a autovehiculelor cît și a drumurilor; costul transportului crește foarte mult atunci cînd distanța de transport depășește 2,5—3 km; buna funcționare a transportului este în funcție de condițiile climaterice; impune existența unor secții și a unor utilaje auxiliare ca: depozite de carburanți, autocisterne, tractoare, gredere și buldozere pentru întreținerea drumurilor, ateliere pentru reparații accidentale și curente; solicită mînă de lucru cu o bună calificare, pentru buna funcționare și înlăturarea accidentelor; toate drumurile și punctele de lucru trebuie să fie bine iluminate etc.

6.3. TRANSPORTUL CU TRANSPORTOARE CU BANDĂ

Un mijloc eficient pentru transportul sterilului și utilului din cariere îl constituie transportul cu transportoare cu bandă. Acest mijloc de transport este adecvat în special mașinilor cu acțiune continuă și asigură transportul unor mari cantități de rocă sterilă sau substanță minerală utilă în unitatea de timp.

Transportoarele cu bandă au lungimi care pot să ajungă la 2500—3000 m, lățimi de bandă de pînă la 3,2 m și pot asigura transportul unor cantități de substanțe minerale de 30—35 mii m³/h.

Viteza de deplasare a benzilor variază de la 1 m/s pînă la 8 m/s, în funcție de lățimea lor, compoziția granulometrică a materialului, distanța de transport și tipul transportorului.

Ținînd seama de calitățile acestui sistem de transport, în ultimul timp a fost introdus și la transportul rocilor tari. În acest caz transportul cu bandă se face chiar de la frontul de lucru, unde după efectuarea lucrărilor de împușcare, excavatorul încarcă materialul într-un buncăr alimentator al unui concasor mobil.

Materialul concasat este trecut într-un siloz mobil prin intermediul unui grătar care împiedică trecerea bucăților prea mari. Silozul este prevăzut cu un distribuitor care încarcă materialul pe banda transportoare. Acest sistem de lucru prezintă următoarele avantaje: productivitatea maximă a excavatorului; se realizează transportul în instalația de prelucrare numai a bucăților corespunzătoare ca mărime; încărcarea uniformă a instalației de concasare; transportul se efectuează cu un consum minim de energie; nu mai apare necesitatea construirii de drumuri sau de căi ferate, nici de remize sau de garaje, care cer investiții mari, nici cheltuirea de sume importante cu întreținerea drumurilor și a căilor ferate.

Printre dezavantajele pe care le prezintă transportul cu benzi în carieră se amintesc: dificultăți mari în timpul iernii; timp și muncă multă pentru riparea benzilor pe măsura deplasării frontului de lucru; uzură mare a benzilor la transportul materialelor tari abrazive etc.

Transportoarele cu bandă folosite în cariere sînt de trei feluri: *staționare, semistaționare* și *nestaționare* (fig. XX.73).

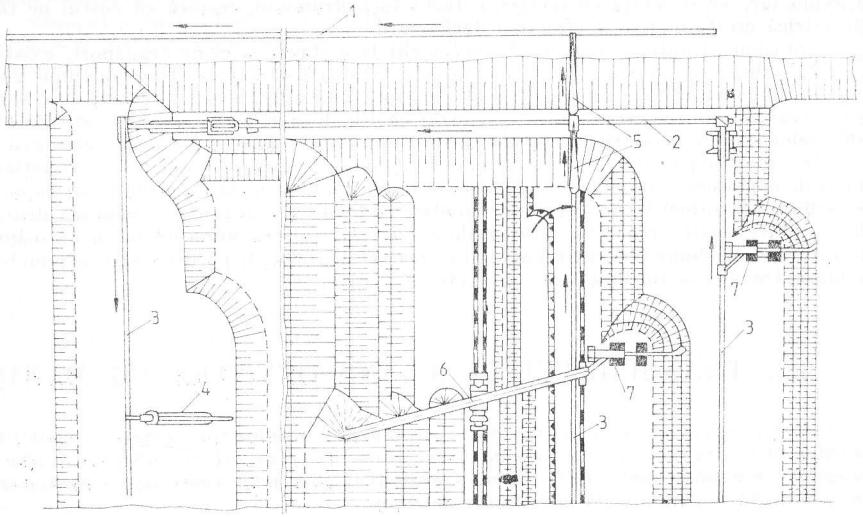


Fig. XX.73. Categorii de transportoare folosite în cariere:
1 — transportor staționar; *2* — transportor semistaționar; *3* — transportoare nestaționare; *4* — transbordor cu braț în consolă; *5* — transbordoare intermediare; *6* — pod transbordor; *7* — excavator.

Transportoarele staționare sînt de regulă acoperite, pentru a fi ferite de intemperii, ele alcătuind liniile principale de transport. Transportoarele semistaționare se lungesc sau scurtează la intervale relativ mari de timp, cînd se mută transportoarele nestaționare. Transportoarele mobile sînt folosite la fronturile de lucru și la halde.

Aceste transportoare trebuie să aibă posibilitatea de a fi încărcate în orice punct de pe traseu, pentru cele de la fronturi și de a fi descărcate în orice punct de pe traseu, pentru cele de la halde.

De asemenea, transportoarele mobile sînt astfel construite încît ele pot fi ripate ușor, cu ajutorul unor tractoare echipate în mod special, pe măsura deplasării fronturilor de lucru.

Benzile folosite la transportoarele mobile sînt de cele mai multe ori cu inserții din țesătură din fibre sintetice sau naturale, iar cele de pe transportoarele staționare de pe tranșee și de la suprafață sînt cu cabluri interioare sau cu corzi din fibre artificiale.

Benzile sînt susținute de role fixate pe suporți, care asigură totodată forma în secțiune transversală pe care trebuie să o aibă banda; aceasta poate să fie plană sau sub formă de albie (scoc).

Dimensiunea bucăților de rocă transportate de bandă, productivitatea benzii și puterea motorului de acționare sînt prezentate în tabelul XX.30.

Transportoarele cu bandă sînt acționate cu motoare electrice. Pentru a li se putea transmite forța de tracțiune, benzile trebuie să fie bine întinse.

Sistemele de întindere folosite la transportoarele staționare sînt cu contragreutate sau mecanice. Cele cu contragreutate se recomandă numai în cazul forțelor de întindere mici și al curselor reduse ale tobei de întindere.

O problemă importantă de care depinde uzura benzii este amenajarea punctului de încărcare. Pentru preluarea și amortizarea loviturilor din partea bucăților de material, se montează baterii de role speciale așezate la intervale mici. Amortizarea se realizează fie direct de către role, cînd au pe periferie inele de cauciuc dispuse la o distanță de 2—3 cm unul de celălalt, fie de către întregul suport cu role montat pe ramă, prin intermediul unor resorturi.

Pentru a imprima materialul o viteză apropiată de cea a benzii, în direcția de mișcare a acesteia, se folosesc alimentatoare cu bandă de cauciuc, cu bandă metalică sau cu discuri.

În cariere se folosesc și *transportoare speciale* pentru înclinări mari. Aceste transportoare prezintă avantajul că reduc lungimea tranșeelor, iar uneori, cînd înclinarea transportorului corespunde cu taluzul general al carierei, nici nu este nevoie de tranșee, fiind necesară doar amenajarea terasamentului pe care să se monteze transportorul.

Dintre transportoarele cu bandă pentru înclinări mari, utilizare mai largă au căpătat cele cu bandă ajutătoare, de presiune. Aceasta întrucît banda are suprafața netedă, ceea ce permite curățirea ușoară și întoarcere simplă pe ramura goală. În același timp, aceste transportoare pot transporta materiale în bucăți mari, rezultate la excavare.

În carierele dezvoltate în sedimentar, care au ca obiectiv extragerea rocilor sterile și substanțelor minerale utile de tărie mică, sînt întrebuințate o serie de instalații complexe care au rolul de a transporta sterilul cu transportoare cu bandă, pe drumul cel mai scurt dintre două utilaje, de la transportorul nestaționar în haldă sau de la frontul de extragere la locul de haldare.

În categoria acestor instalații complexe intră: *transbordoarele cu braț în consolă* pentru formarea haldelor, *transbordoarele* și *podurile transbordoare*.

Efectele economice care se obțin prin folosirea transportului cu transportoare în cariere depind de: condițiile de zăcămînt, producția carierei și schema de așezare a transportoarelor.

Factorii principali care influențează asupra costului transportului cu transportoare sînt: debitul, distanța de transport și unghiul de înclinare. Odată cu creșterea atît a distanței de transport cît și mai ales a debitului, costul pe tona kilometrică scade foarte mult.

Productivitatea muncii crește direct proporțional cu debitul de transport. Aceasta întrucît personalul de deservire a unei linii de transportoare este aproape același, indiferent de debit. În schimb, personalul de deservire pe kilometru de linie de transportoare scade odată cu creșterea distanței de transport.

Avantajele principale ale transportului cu transportoare în exploatări la zi sînt următoarele: asigură transport continuu; pot avea debite foarte mari, consum redus de energie și lubrifianți; nu necesită organizare; pot transporta sub unghiuri de 10—20°, iar în cazul transportoarelor speciale, pînă la 45—50°, ceea ce reduce distanța de transport și lungimea lucrărilor miniere; prin folosirea transportoarelor transbordoare cu braț în consolă și a podurilor transbordoare se asigură cel mai scurt drum de transport al sterilului din descopertă la haldă; crește productivitatea excavatorarelor cu pînă la 40% față de transportul cu locomotive și pînă la 20% față de transportul auto; productivitatea muncii crește odată cu creșterea debitului, ajungînd ca la debite mari și foarte mari să fie de 2—3 ori mai mare decît în cazul transportului cu locomotive și auto.

Dezavantajele principale ale transportului cu transportoare sînt: nu pot transporta materiale tari și abrazive; nu pot transporta bucăți mari de material, necesitînd în fronturile de lucru alimentatoare dotate cu utilaj de sfărîmare, care trebuie mutate continuu după excavator; apar dificultăți mari în cazul materialelor ce se lipesc de bandă; operația de mutare a transportoarelor nestaționare din fronturile de lucru și de la halde este grea, motiv pentru care, în multe cazuri, se recomandă combinarea transportului cu transportoare pe tranșee cu transporturi auto în carieră; în cazul debitelor mici, costul transportului este mai mare decît pentru alte sisteme de transport.

Din analiza economică a avantajelor și dezavantajelor se pot trage următoarele concluzii asupra domeniului de utilizare al transportului cu transportoare în cariere: se recomandă în cazul carierelor din care se extrag cărbuni, minereuri și materiale de construcții care nu sînt prea tari și abrazive și care nu se lipesc de bandă, la producții mari și foarte mari, pentru orice adîncime a carierelor și îndeosebi la adîncimi mari, cînd distanțele de transport nu sînt prea mari.

6.4. HIDROTRANSPORTUL

Prin hidrotransport se înțelege sistemul de transport la care vehicularea materialului se realizează cu ajutorul apei sub presiune. După modul în care se face transportul materialului, se deosebesc două feluri de hidrotransport: *hidrotransportul prin scurgerea liberă* prin șanțuri sau jgheaburi și *hidrotransportul sub presiune* prin conducte cu ajutorul pompelor sau hidroelevatoarelor.

Hidrotransportul prin scurgere liberă se face cu ajutorul șanțurilor sau jgheaburilor și se poate aplica numai atunci cînd configurația terenului asigură pantele necesare.

În cazul șanțurilor de pămînt, viteza curentului nu trebuie să spele pereții șanțului. Pentru asigurarea unei scurgeri bune și micșorarea frecărilor (rezistențelor), precum și a pierderilor de apă prin permeabilitatea pereților, se folosesc șanțuri periate sau jgheaburi acolo unde trebuie să se traverseze un accident al terenului.

Cînd relieful terenului nu permite să se dea jgheaburilor o pantă suficientă care să asigure viteza necesară de scurgere a hidromasei, aceasta trebuie împinsă în jgheaburi de jetul de apă al unui hidromonitor special pentru astfel de operații.

Cînd hidromasa (pulpa) trebuie ridicată la un nivel mai înalt decît cel al abatajului (frontului), transportul se face sub presiune. Pentru aceasta, hidromasa este adunată într-un buncăr sau într-un puț colector, de unde este refulată cu ajutorul unei pompe de nămol.

În aceste condiții, transportul hidromasei nu mai este legat de configurația terenului. În schimb însă, în procesul de transport intervine un utilaj nou, deci un consum suplimentar de energie și o serie de alte cheltuieli, care mărese costul față de transportul prin scurgere liberă.

Pînă în prezent transportul hidraulic nu a căpătat o extindere deosebit de mare în cariere, datorită următoarelor dezavantaje: necesită cantități foarte mari de apă; nu poate transporta materiale ce se lipesc pe conducte; necesită sfărîmarea prealabilă a materialului de tărie mare care se desprinde în bucăți mari la frontul de lucru; prezintă greutăți în lucru, în timpul iernii; necesită bazine mari pentru limpezirea apei.

Hidrotransportul se recomandă în cazul materialelor nisipoase ce se spală ușor cu ajutorul apei sub presiune și nu necesită sfărîmare.

Zăcămintele aluvionare de pe fundul lacurilor sau cele care se inundă se pot extrage cu ajutorul instalațiilor de dragare, transportul făcîndu-se sub presiune pe conducte montate pe poduri plutitoare.

6.5 TRANSPORTUL COMBINAT

Folosirea a diferite combinații ale sistemelor de transport posibile de aplicat într-o carieră are drept scop obținerea unor indicatori tehnico-economici cît mai avantajoși posibil.

Transportul combinat este rațional să se folosească atît în cariere de mare extindere și adîncime, cît și în cariere cu dimensiuni mici, adîncime medie și configurație complicată.

Schemele transportului combinat constau, de regulă, din trei tronsoane pe care se aplică sisteme diferite de transport: primul tronson — *transport pe orizonturile de lucru*, al doilea tronson — *transport pe marginea (luneta) carierei* și al treilea tronson — *transport la suprafața carierei*. În cele mai multe cazuri transportul pe marginea (luneta) carierei este același cu cel de la suprafață.

Transporturile combinate întîlnite mai des în practică sînt: transport auto și cale ferată; transport auto, stație de concasare și benzi transportoare; transport auto și schip pe plane înclinate.

Transport auto și pe cale ferată. În cazul carierelor mari în care se exploatează straturi subțiri și unde, deci, fronturile de lucru au viteze mari de deplasare, precum și în carierele unde spațiile de lucru pentru utilajele de încărcat sînt restrînse, se folosește transportul combinat auto și cale ferată.

Trecerea de la sistemul simplu de transport la cel combinat se face la adîncimi de aproximativ 150—200 m.

Punctul de reîncărcare poate fi amplasat pe talpa carierei, pe marginea acesteia sau la suprafață, în apropierea bordurii carierei.

Reîncărcarea din autobasculante în vagoane se poate face direct sau în puncte prevăzute cu: buncăre speciale, silozuri și utilaje pentru încărcarea în vagoane; suprafețe speciale sau estacade pentru încărcare etc. În fig. XX.74 este prezentată schița unui asemenea punct de încărcare.

În multe cazuri, vagoanele încărcate în carieră sînt ridicate la nivelul bordurii carierei pe plane înclinate prevăzute cu cale ferată, care după mărimea și numărul vagoanelor pot fi: plane înclinate pe care se realizează ridicarea directă și individuală a vagoanelor de capacitate mică sau vagoane pe platformă și plane înclinate pe care se

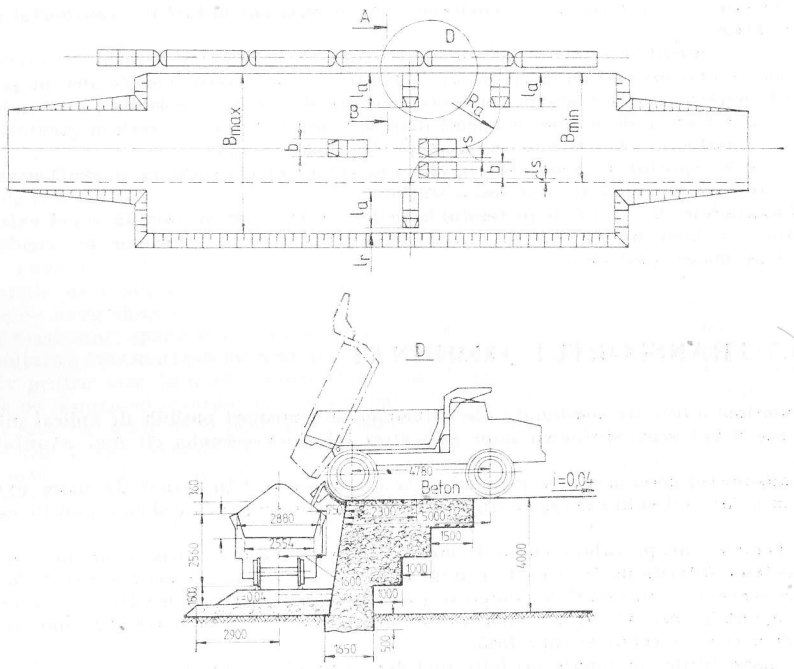


Fig. XX.74. Schema construcției estacadei punctului de descărcare în cazul trecerii de la transportul auto la transportul pe cale ferată:

B_{max} — lățimea maximă a estacadei; B_{min} — lățimea minimă a estacadei; l_a — lungimea autovehiculului; b — lățimea autovehiculului; R_a — raza în întoarcere; l_s — distanța de siguranță între autovehicule; l_r — distanța de siguranță între autovehicule și marginea estacadei.

ridică garnituri întregi de vagoane cu capacitate mare. Planele înclinate cu platforme se folosesc la înclinări de peste 25°, iar capacitatea vagoanelor instalate pe platformă nu este prea mare, motiv pentru care varianta este folosită în cariere cu producții mici.

Puterea troliilor la planele înclinate, după unghiul de înclinare, care nu întrece 70°, și, după sarcina totală, variază între 20 și 75—100 kW. Viteza medie de ridicare este de 2—3 m/s. Productivitatea pe schimb variază între 100 și 1000 t.

Vagonetele se coboară în carieră și se ridică pe platforme speciale care se deplasează pe șine sau sînt legate direct de cablu, dacă înclinarea nu depășește 25°. Platforma poate fi simplă sau etajată.

Pot exista mai multe plane înclinate într-o carieră, în funcție de productivitatea carierei și de condițiile de amplasare ale planelor. În practică, planele înclinate pentru evacuarea sterilului se amplasează în partea de acoperiș a carierei sau în taluzul lateral la capătul treptelor de lucru, iar pentru evacuarea utilului în taluzul din culcușul zăcămîntului.

Transport auto — stație concasare — benzi transportoare. Transportul auto cuplat cu transportul cu transportoare cu bandă are o mare răspîndire, mai ales în carierele ce exploatează roci tari, cu tehnologii în flux discontinuu.

Posibilitatea transportului ascendent pînă la o înclinare de 18° rezolvă problema transportului în cariere adînci, reducînd lungimea drumului de transport.

Folosirea transportoarelor foarte înclinate, care pot să transporte la unghiuri de pînă la 45—50°, permite să se instaleze transportoare pe marginea exploatată a carierei sub unghiul de taluz al acesteia și să se reducă astfel la minim lucrările capitale. În fig. XX.75 este prezentat modul de amenajare a unui punct de trecere de la transportul auto la transportul pe bandă.

În multe cariere trecerea de la transport auto la transport continuu se face numai pentru materialul mărunt, conform celor prezentate în fig. XX.76.

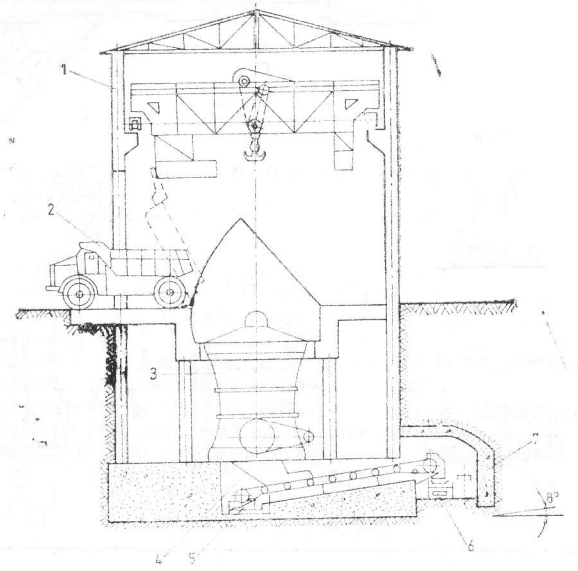


Fig. XX.75. Schema instalației de sfărîmare pentru trecerea de la transportul auto la transportul continuu în carieră:

1 — clădirea instalației de sfărîmare; *2* — autocamion; *3* — concasor; *4* — gură de evacuare; *5* — motor; *6* — bandă transportoare; *7* — plan înclinat.

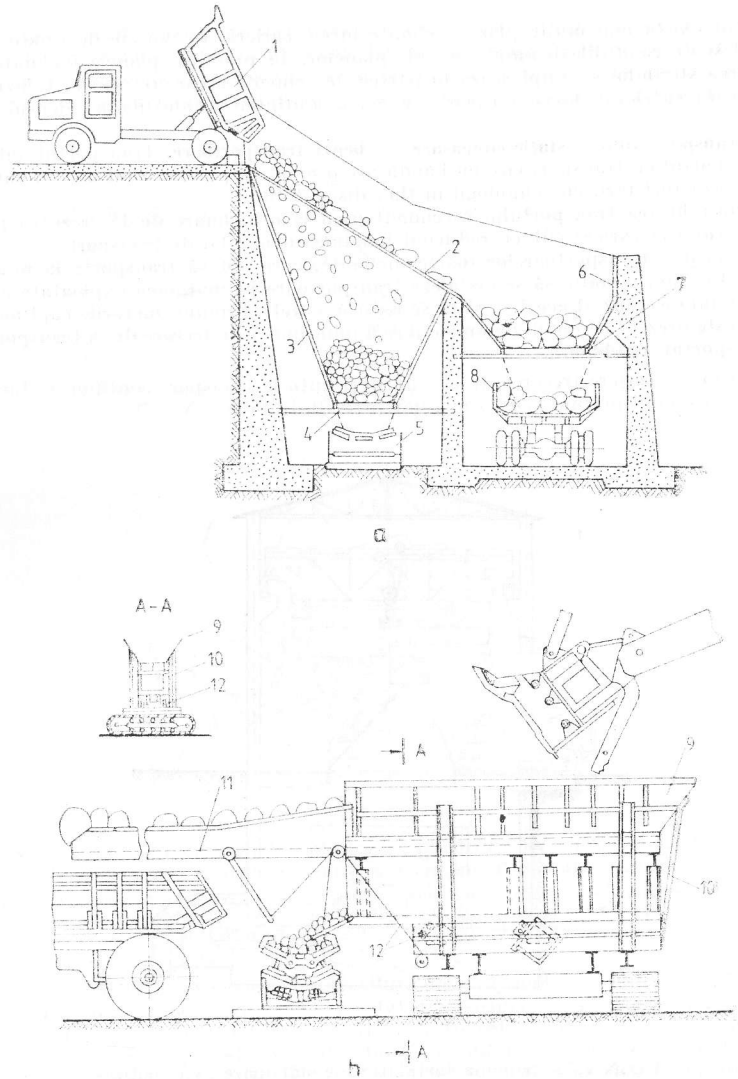


Fig. XX.76. Schemele punctelor de transbordare pe banda transportoare:

a—punct staționar sau semistaționar cu separarea fracțiilor negabarit pe un ciur fix; *b*—punct mobil cu ciur vibrator și alimentator; *1* — autobasculantă; *2* — ciur fix; *3* — buncăr; *4* — alimentator cu placă; *5* — bandă transportoare; *6* — buncăr; *7* — ciur (grătar); *8*—autobasculantă; *9* — buncăr de recepție; *10* — ciur vibrator;; *11—12* — alimentator vibrator pentru refuz și respectiv trecere.

Transport auto — transport cu schip. În ultimii ani, în carierele de minereuri de mare adîncime se folosește cu bune rezultate transportul auto combinat cu ridicarea materialului la suprafață cu schipuri (fig. XX.77).

Combinarea transportului auto cu cel cu schip este rațional în cariere cu adîncime mai mare de 100 m, eficiența acestui mod de transport crescînd odată cu creșterea adîncimii carierei.

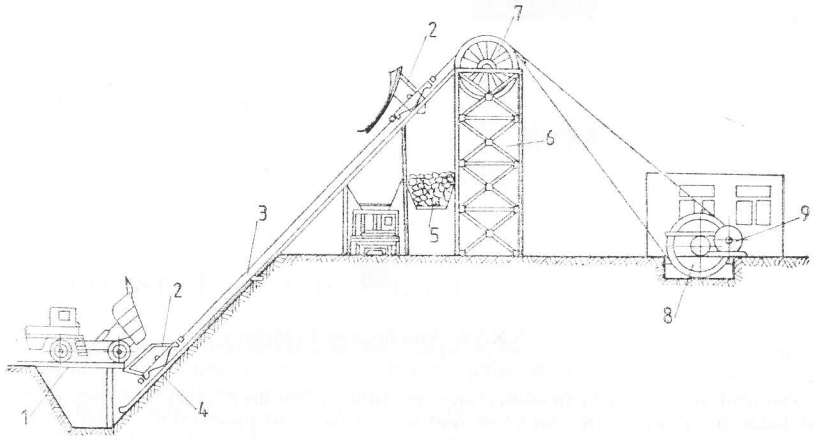


Fig. XX.77. Schema de transport cu ajutorul schipului:

1—punct de descărcare inferior; *2*—schip; *3*—cablu; *4*—cale ferată; *5* — punct de descărcare superior; *6* —turn de extracție; *7*—molete; *8* — mașină de extracție; *9* — electromotor.

Descărcarea autobasculantelor se face direct în schip, sau uneori într-un buncăr dozator, pentru care la talpa carierei se montează platforme de descărcare. Încărcătura schipului poate fi de la 30 la 400 kN, productivitatea schipului 1800—20 000 kN/h, iar viteza acestuia de 5—7 m/s.

Odată cu mărirea adîncimii carierei se poate mări viteza schipului pînă la 8—10 m/s. Timpul unui ciclu poate fi de 60—70 s.

Transportul cu schip prezintă următoarele avantaje: se poate transporta și la înclinări mai mari de 45°; se realizează un transport aparte pentru steril și util; există posibilitatea deservirii mai multor orizonturi cu aceeași instalație etc.

7. HALDE

Haldele sînt construcții inginerești care se realizează pe baza unor documentații tehnico-economice legal aprobate și reprezintă acumulări de roci sterile obținute prin descopertarea complexului productiv.

După poziția lor față de perimetrul de exploatare la zi, se deosebesc *halde interioare* și *halde exterioare* (fig. XX.78).

Haldele interioare sînt amplasate în spațiul rămas liber după extragerea coperteî și substanței minerale utile, iar haldele exterioare sînt amplasate în afara perimetrului de exploatare la zi.

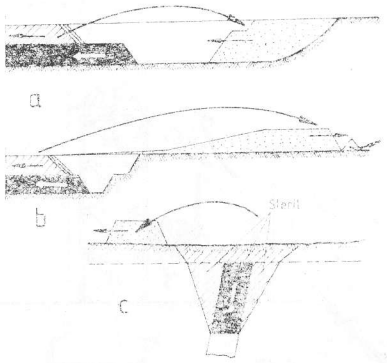


Fig. XX.78. Amplasarea haldelor:
a — interioară; *b* și *c* — exterioară.

Sterilul rezultat prin descopertare este bine să fie lăsat în spațiul exploatat, formînd halde interioare, care sînt mult mai economice, mai productive și mai simple din punct de vedere organizatoric decît haldele exterioare. Totuși, într-o serie de cazuri și anume la exploatarea zăcămintelor cu copertă de mare grosime și mai ales a acelora cu înclinare mare și foarte mare, cu dezvoltarea progresivă a lucrărilor miniere în adîncime se folosesc halde exterioare. Haldele exterioare sînt folosite, de asemenea, la exploatarea zăcămintelor situate pe povîrnișuri și pe pantele dealurilor.

La fixarea locului de construire a haldelor exterioare se va ține seama ca acestea să fie amplasate cît mai aproape de carieră, pe suprafețe fără substanță minerală utilă, situate pe povîrnișuri naturale sau în depresiuni existente în apropierea exploatării la zi, cu acces comod pentru transport, iar la o eventuală alunecare să nu fie afectate lucrări de artă, cursuri de ape, construcții industriale sau civile etc. (fig. XX.79).

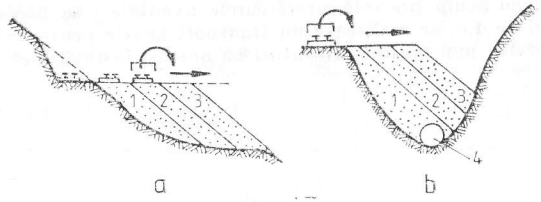


Fig. XX.79. Amplasarea haldelor exterioare:
a — amplasarea haldei pe o coastă de deal; *b* — amplasarea haldei într-o vale; *1, 2, 3* — fazele de înaintare a haldelor; *4* — conductă pentru scurgerea apelor

La amplasarea haldelor pe povîrnișuri și în văi trebuie să fie prevăzută evacuarea apelor de infiltrație dincolo de limitele acestora sau scurgerea lor prin conducte așezate în corpul haldelor (fig. XX.79).

Dacă haldele exterioare sînt situate pe șesuri, înălțimea necesară a treptelor de haldă se obține prin întrebuințarea diverselor utilaje pentru depunerea sterilului și ridicarea treptată a drumului de transport.

Înălțimea treptelor de haldă variază de la cîțiva metri la peste 100 de metri, în funcție de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor ce se depun în haldă, metoda și utilajul de formare a haldelor, relieful și proprietățile fizico-mecanice ale terenului pe care se face depunerea.

Înălțimea minimă de pînă la 30 m a treptelor de haldă se adoptă la folosirea haldelor cu mai multe trepte, în cazul rocilor argiloase și la întrebuințarea buldozerelor pentru nivelare, iar înălțimea maximă a acestora de peste 100 m se adoptă în cazul rocilor nisipoase și la utilizarea excavatoarelor de haldă și a transbordoarelor cu braț în consolă, precum și la construirea haldelor exterioare în văi și pe versanții dealurilor, la folosirea haldelor cu o singură treaptă.

7.1. CONSTRUIREA HALDELOR

În stadiul actual de dezvoltare a tehnicii miniere, lucrările pentru formarea haldelor sînt complet mecanizate, utilizîndu-se în acest scop: plugurile de haldă; buldozerele, excavatoarele cu cupe multiple fixate pe un lanț fără fine și transbordoarele cu braț în consolă în cazul construirii haldelor în extensiune laterală, sau lopețile mecanice, draglinele și transbodoarele cu braț în consolă (abzețere) în cazul construirii haldelor în înălțime. La folosirea podurilor transbodoare pentru transportul sterilului din fronturile de lucru de la descopertare la haldă, formarea haldei se face direct prin deversarea materialului de pe podul transbordor.

Alegerea modului de haldare în exploatarea la zi este influențată de: metoda de exploatare ce se va aplica în carieră, proprietățile fizico-mecanice ale rocilor ce se haldează, relieful suprafeței unde se face depunerea, productivitatea carierei la descopertare și felul utilajului folosit la descopertare. Indiferent de modul ales de construire a haldelor, vor trebuie asigurate următoarele cerințe: depozitarea întregului volum de rocă din copertă, securitatea deplină a lucrului pentru oameni și utilaje, productivitate ridicată a muncii și cost redus a lucrărilor de haldare.

Mașinile și instalațiile de format halde se plasează fie în fronturile de lucru de la descopertare, fie în halde, direct pe materialul deversat. Amplasarea mașinilor de format halde în fronturile de lucru de la descopertare poate fi întîlnită numai în cazul haldelor interioare. Plasarea mașinilor de format halde pe sterilul descărcat în halde poate fi întîlnită atît în halde interioare cît și la cele exterioare. Transportul sterilului de la fronturile de lucru, din masivul de roci sterile, la mașinile de repartizat sterilul în halde se face de obicei, cu vagoane pe cale ferată, cu autobasculante și cu transportoare cu bandă.

La transportul sterilului la haldă pe cale ferată roca descărcată din vagoane se nivelează cu ajutorul buldozerelor sau plugurilor de haldă.

Plugurile de haldă (fig. XX.80) lucrează pe același principiu ca și plugurile de zăpadă și sînt echipate cu un brăzdar principal, un brăzdar special și o serie de brăzdare mici auxiliare care se numesc *scuturi*. Brăzdarul principal aruncă roca în jos pe taluz, scuturile curăță linia de rocă căzută pe ea, iar un brăzdar special profilează taluzul. Profilarea

taluzului constă în săparea unui șanț unilateral de-a lungul liniei ferate, în imediata apropiere a acesteia. Șanțul mărește volumul sterilului care se poate descărca pe taluz, fără a acoperi linia după ce plugul și-a executat cursa și înainte de trecerea lui următoare.

Comanda brăzdarelor se face cu ajutorul unor dispozitive cu aer comprimat sau hidraulice, iar pentru deplasarea plugurilor se folosesc locomotivele având o forță de tracțiune de 150—200 kN și o viteză de deplasare de aproximativ 6 km/h.

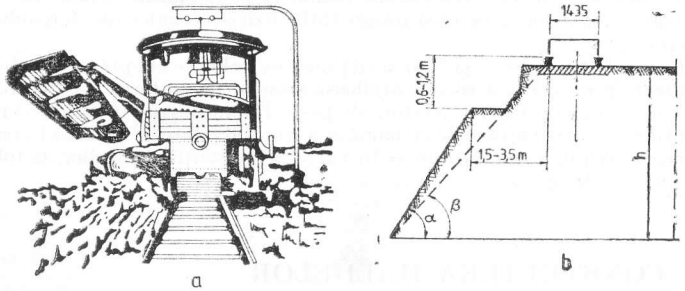


Fig. XX.80. Plug de haldă :
a — vedere generală ; *b* — profilul părții de lucru a treptei.

În funcție de lungimea brăzdarului principal se deosebesc: construcții de pluguri ușoare cu lungimea brăzdarului pînă la 3,0 m, medii cu lungimea brăzdarului pînă la 5,0 m și grele cu lungimea brăzdarului de aproximativ 7,5 m.

Avantajele folosirii plugurilor de haldă constau în: cheltuieli de investiții mici, descărcarea rapidă a garniturilor de vagoane și lucru la o productivitate destul de înaltă pe un front lung de haldă, iar dintre dezavantajele folosirii acestui utilaj menționăm: cheltuieli mari de întreținere a utilajului și a liniilor de transport ; greutăți în formarea treptelor de haldă de înălțime mare; greutăți și complicații deosebite la lucru în timpul iernii.

Spre deosebire de alte utilaje, plugurile pot fi utilizate la construirea haldelor din orice categorii de roci (inclusiv roci tari și abrazive). Productivitatea plugului de haldă este de 250 — 1 000 m³/h, în funcție de tăria rocii.

Pentru o extensiune laterală cît mai mare a haldei sînt utilizate *excavatoarele cu o cupă, exacvatoarele cu cupe multiple* sau *transbordoarele cu braț în consolă* — care pot deversa materialul la distanțe de zeci de metri, avantajul fiind mărirea pasului de mutare (deplasare) a liniilor ferate sau a transportoarelor nestaționare de la haldă.

Mutarea la intervale mai rare a liniilor sau a transportoarelor nestaționare permite întreținerea lor într-o stare mai bună, ceea ce este deosebit de important la rocile nestabile. De asemenea, utilajele menționate mai sus pot fi folosite pentru ridicarea în înălțime a haldelor. Intervalele de timp între mutarea liniilor de cale ferată în cazul formării haldelor cu plugul este de 2—5 zile, iar în cazul formării acestora cu excavatorul lopată mecanică este de 30—50 zile.

În cazul folosirii excavatoarelor cu o cupă pentru haldare (fig. XX.81), frontul de descărcare L a garniturilor de vagoane se scurtează mult, ceea ce provoacă necesitatea de a descărca în multe cazuri trenurile vagon cu vagon.

Înălțimea inițială și finală a haldei este dată de relațiile:

$$h_{inițial} = h_1 + h_2 \ [m]; \ h_1 = h_3 + h_4 \ [m]; \ h_{final} = h_{inițial} - h_3 \ [m]. \quad [71]$$

în care: h_1 este înălțimea maximă de descărcare a excavatorului; h_2 — înălțimea subtreptei pe care vehiculează escavatorul ; h_3 — suprainălțarea treptei de haldă; h_4 — înălțimea finală a treptei realizată de excavator.

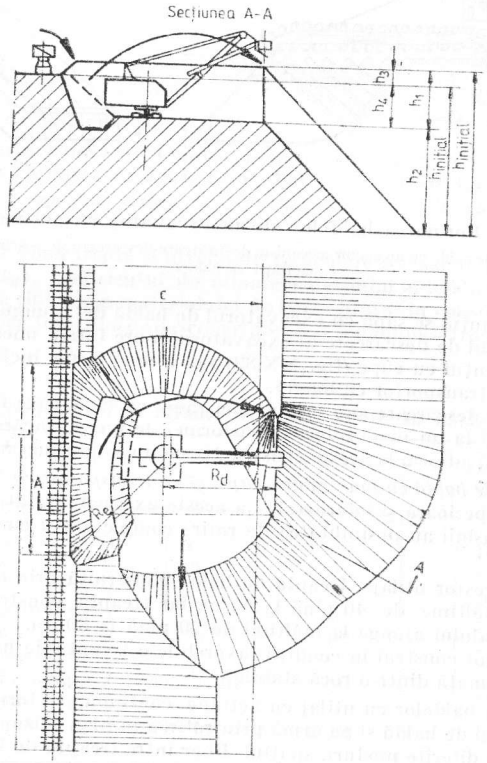


Fig. XX.81. Formarea haldelor cu excavatoare lopată mecanică.

Pasul de mutare c a linici ferate la folosirea escavatorului lopată mecanică pentru construirea haldei poate fi calculat cu următoarea relație:

$$c = \sqrt{R_e^2 - (0{,}5\ L)^2} + R_d \ [m] \quad (7.2)$$

Excavatorul de haldă cu mai multe cupe (fig. XX.82) este un excavator cu o ramă specială pentru susținerea și dirijarea lanțului port-cupe și cu un mecanism de descărcare. Rama lanțului și cupelor excavatorului de haldă este scurtă, iar toba din capăt are un diametru mare. Cu ajutorul cupelor montate pe lanțul fără fine se poate încărca roca afinată dintr-un șanț lat de 1,5—2,5 m, situat ceva mai jos decît berma pe care vehiculează excavatorul. Șanțul se sapă cu excavatorul de haldă de-a lungul întregului front de deversare. Mecanismul de descărcare al excavatorului are forma unei rame orizontale pe care se deplasează lanțul cu cupe (fig. XX.82) sau a unei ferme înclinate în consolă, pe care este montat un transportor cu bandă.

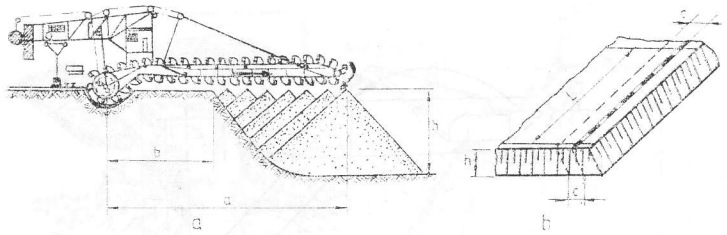


Fig. XX.82. Formarea haldelor cu un excavator cu acțiune continuă:
a — excavator de haldă cu un singur mecanism de încărcare-descărcare; *b* — schema de calcul a capacității de haldare

Mecanismul de descărcare sub forma unei rame cu cupe este folosit numai pentru descărcarea sterilului la un nivel inferior platformei de lucru. Încărcarea și descărcarea sterilului se realizează adesea, la aceste construcții, cu un singur mecanism.

Excavatoarele de haldă cu mai multe cupe și cu transportor cu bandă se construiesc pentru încărcarea superioară și inferioară. La aceste excavatoare atît consola de descărcare cît și corpul mașinii au posibilitatea de rotire completă sau cu un anumit unghi la dreapta și la stînga.

La folosirea acestor utilaje, treapta de haldă construită prin descărcare inferioară poate ajunge la o înălțime de 40 pînă la 60 m, iar treapta construită prin descărcare superioară a materialului ajunge la înălțimi de 20 pînă la 30 m. Astfel, excavatoarele rotitoare de haldă pot construi în condiții favorabile o treaptă de haldă cu înălțimea de 60 pînă la 90 m, formată dintr-o rocă stabilă.

La construirea haldelor cu utilaj cu acțiune continuă, se formează în primul rînd un con în fața treptei de haldă și pe urmă prin rotirea în plan orizontal a consolei de descărcare se umple, în diferite moduri, spațiul liber între treapta de haldă și conul format în fază inițială (fig. XX.83). În cazul construirii treptelor înalte de haldă este bine ca materialul să fie așezat pe cît posibil în formă de conuri succesive către vechiul taluz, iar înălțimea de cădere a materialului să nu întrecă 20 m.

Haldele interioare se construiesc fie direct cu utilajul mecanic ce lucrează la excavarea copertei (fig. XX.84), fie prin extindere cu ajutorul excavatoarelor de haldă cu mai multe cupe sau a transbordoarelor cu braț în consolă (abzețerelor) de la nivelul bordurii superioare inițiale, cînd materialul este transportat pe cale ferată sau cu transportoare așezate pe sol (fig. XX. 83), fie încă cu ajutorul podurilor transbordoare de mare deschidere și capacitate.

La noi în țară, în carierele bazinelor Rovinari, Motru, Jilț, Huznicioara și Horezu, haldarea sterilului rezultat de la descopertare se face cu ajutorul transbordoarelor cu braț în consolă de tipul ARs și A_2Rs B. Ambele tipuri de transbordoate depun sterilul în haldă sub forma a două trepte: o treaptă înaintașă și o supratreaptă.

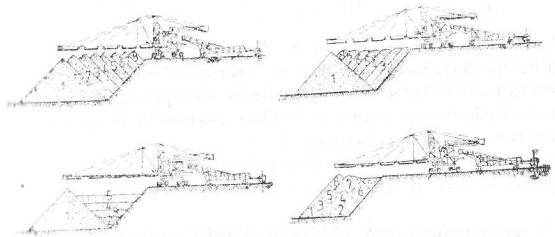


Fig. XX.83. Formarea haldelor cu ajutorul mașinilor de haldat transbordoare cu braț în consolă:
1, 2, 3..., ordinea depunerii materialului în haldă.

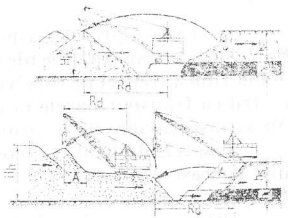


Fig. XX.84. Construirea haldelor interioare cu utilajul de la excavarea copertei.

Înălțimea celor două trepte și nivelul de vehiculare a mașinii de haldat depinde de: grosimea copertei (h_d); coeficientul de afînare a sterilului în haldă (K_a), tabelul XX.31; înălțimea maximă de ridicare a materialului de către brațul în consolă al agregatului (h); raportul între lungimea frontului de descopertare (L_d) și lungimea frontului de haldare (L_h)

Tabelul XX.31.

Coeficientul de afînare a rocilor sterile în haldă

Categoria rocilor	Coef. de afînare inițială	Coef. de tasare inițială în haldă	Coef. teoretic de afînare a sterilului în haldă	Coef. de afînare remanentă a sterilului în haldă
I. Reoci nisipoase	1,10	1,00	1,10	1,01—1,03
II. Argile prăfoase	1,20	1,03	1,17	1,02—1,05
III. Roci argiloase	1,25	1,05	1,20	1,03—1,06
IV. Argile cu incluziuni de piatră, șisturi	1,30	1,07	1,22	1,05—1,07
V. Roci semistîncoase și stîncoase, aluvionare	1,35—1,40	1,10	1,25	1,07—1,08
VI. Roci stîncoase eruptive	1,40—1,50	1,10	1,30	1,10—1,20

În funcție de acești parametri înălțimea totală a haldei pentru depozitarea întregului volum de steril rezultat de la descopertare va fi:

$$H_h = K_a \cdot h_d \cdot L_d \cdot \frac{1}{L_h} \quad [\text{m}] \qquad (7.3)$$

În condițiile de limită, înălțimea treptei înaintașe de haldă, respectiv nivelul de vehiculare al transbordorului cu braț în consolă, h_1, va fi:

$$h_1 = H_h - h = K_a \cdot h_d \cdot L_d \cdot \frac{1}{L_h} - h \quad [\text{m}] \tag{7.4}$$

În ceea ce privește aspectul tehnologic, în toate cazurile cînd înălțimea copertei și dimensiunile constructive ale utilajului permit, înălțimea primei trepte de haldă este egală cu înălțimea treptei pe care vehiculează excavatorul principal de la descopertare, aceasta pentru ca transportoarele nestaționare de la descopertare și haldă și respectiv transportoarele semistaționare de legătură să fie montate la același nivel.

Treptele de haldă se execută prin extensiune laterală și prin ridicare în înălțime, în mod succesiv, sub formă de fîșii paralele sau în evantai cu lățimea maximă de 40 m (fig. 85).

Pentru construirea haldei, prin intermediul unui călăreț de bandă, materialul ajunge de petransportorul nestaționar—montat longitudinal pe berma treptei înaintașe — pe un transportor intermediar de tip BRs sau direct pe brațul de preluare și apoi pe brațul de predare al agregatului, care îl deversează în una din cele două trepte de haldă.

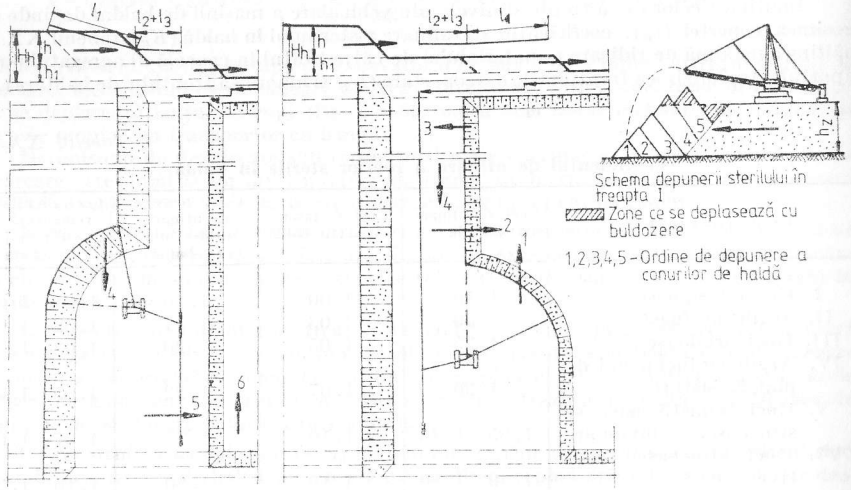


Fig. XX.85. Tehnologia formării haldelor în bazinul Rovinari:

1 — direcția de haldare a treptei *I*; *2* — direcția de ripare a transportorului; *3* — sensul vehiculării mașinii de haldat pentru a se trece la construirea treptei a *II*-a de haldă; *4* — direcția de haldare a treptei a *II*-a; *5* — sensul vehiculării mașinii de haldat pentru revenirea la haldarea treptei *I*; *6* — *1* — direcția de haldare a treptei I.

După deversarea materialului în treaptă, acesta este nivelat și într-o oarecare măsură tasat cu ajutorul buldozerelor, lucru necesar mai ales pentru treapta I-ii pe care vehiculează agregatul de haldat și care trebuie să prezinte o capacitate portantă și o stabilitate suficient de mare. În același scop, în fața fronturilor de haldare, pe vatra carierelor se execută lucrări de drenare a apelor acumulate pe suprafața acestora și a eventualelor ape ce vor pătrunde în corpul haldei.

Capacitatea haldei sau a unui sector al acesteia reprezintă volumul de rocă care poate fi depozitat în unitatea de timp.

Pasul de formare a haldei reprezintă distanța de deplasare laterală a instalației de format halde într-o nouă poziție de lucru.

Pasul de formare a haldei la transportul feroviar sau transportoare așezate pe sol este egal cu distanța c între poziția anterioară a liniei sau transportorului nestaționar și cea nouă (fig. XX.82, *a*).

Volumul haldei (V) la un pas de formare a ei va fi:

$$V = h \cdot L \cdot c \quad [\text{m}^3] \tag{7.5}$$

unde: h este înălțimea treptei de haldă, m;
L — lungimea sectorului frontului de lucru al haldei, m;
c — pasul de formare a haldei.

Capacitatea specifică a pasului de formare a haldei:

$$V' = h \cdot c \cdot 1 \quad [\text{m}^3] \tag{7.6}$$

Pasul de formare a haldei se stabilește ca diferență între lungimea brațului mașinii de format halde a și distanța de siguranță b între poziția axei mașinii și bordura treptei de haldă (fig. XX.82, *b*).

$$c = a - b \quad [\text{m}] \tag{7.7}$$

unde $b = 1-2$ m — în cazul folosirii plugurilor de haldă și 10—30 m — în cazul folosirii excavatoarelor grele.

Pasul de formare a haldei la folosirea plugurilor de haldă este de 1,5 — 3,0 m, iar la folosirea excavatoarelor pentru lucrările de haldare este de aproximativ 25 m.

Deplasarea laterală a liniilor ferate sau a transportoarelor nestaționare de haldă provoacă opriri în operațiile de formare a haldelor. Pentru a asigura lucrul continuu la formarea haldei, aceasta se împarte în mai multe sectoare de descărcare, dintre care o parte formează sectoarele de lucru, iar celelalte, sectoare de pregătire în care se face riparea căii ferate sau transportorului. Lungimea sectoarelor de haldă variază de la 300—1000 m și uneori chiar mai mult.

Fiecare teren format din n vagoane cu capacitatea q (în m³) aduce la haldă $\frac{nq}{K}$ [m³] de steril, K fiind coeficientul teoretic de afînare al sterilului în haldă.

Numărul trenurilor N care se pot descărca la un pas de formare a haldei este:

$$N = \frac{h \cdot L \cdot c \cdot K}{nq} \quad [\text{trenuri}] \tag{7.8}$$

Timpul t de lucru al sectorului de haldă care corespunde unui pas de deplasare poate fi exprimat prin relația:

$$t = t_1 \cdot N + t_2 + t_3 \quad [\text{h}] \tag{7.9}$$

în care: t_1 reprezintă timpul de sosire a trenului încărcat de la punctul cel mai apropiat de încrucișare la sectorul de descărcare, descărcarea lui și apoi revenirea la punctul de încrucișare fără încărcătură, ore;

t_2 — durata de lucru a mașinii de format halde, ore;

t_3 — durata mutării laterale a liniilor în noua poziție, ore.

Timpul t de lucru al sectorului de haldă corespunzător unui tren va fi:

$$t' = t_1 + \frac{t_2 + t_3}{N} \quad [\text{h}] \tag{7.10}$$

Numărul teoretic m al trenurilor pe care îl poate primi un sector de haldă în 24 ore se poate determina din relația:

$$m = \frac{T}{t'} \quad [\text{trenuri}] \tag{7.11}$$

T fiind durata teoretică de lucru a haldei în 24 ore,

Dacă în 24 ore trebuie descărcate în haldă N' terenuri, numărul minim M se sectoare de haldă va fi:

$$M = f\frac{N'}{m} \quad [\text{sectoare}] \tag{7.12}$$

unde $f = 1{,}25 - 1{,}50$ este un coeficient de rezervă, care ține seama de neuniformitatea de execuție a operațiilor de haldă.

Dezvoltarea haldelor din exploatarea la zi poate fi *paralelă*, în *evantai* sau *curbilinie* (fig. XX.86).

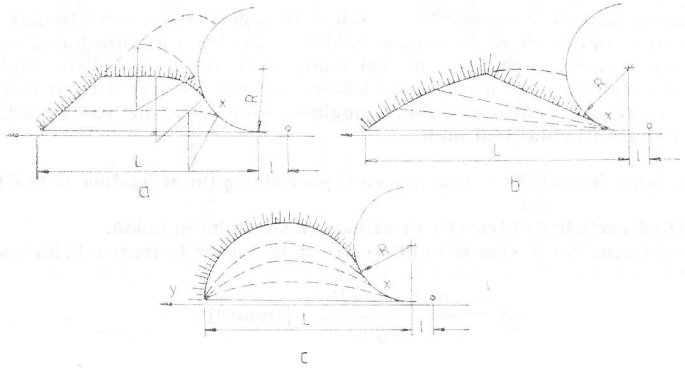


Fig. XX.86. Scheme de dezvoltare a unei halde:

a—paralelă; *b*—în evantai; *c*—curbilinie; *x* și *y*—puncte fixe ale haldei; *R*—raza de curbură a liniei ferate; *L*—lungimea sectorului în haldare; *l*—distanța de la punctul de încrucișare la sectorul în haldare.

De obicei, sterilul se depozitează în haldă într-o singură treaptă, dar pe suprafețe mai înguste apare necesitatea ca acesta să fie depozitat în două și chiar mai multe trepte (fig. XX. 87).

Depozitarea sterilului în trepte se execută cu o anumită supraînălțare a secțiunii transversale a treptei, ținîndu-se seama de tasarea naturală a rocii în haldă; după ce roca

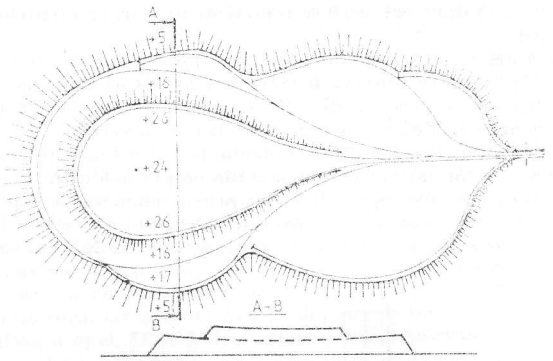


Fig. XX.87. Construirea haldei în trepte.

s-a tasat, suprafața treptei se nivelează și se orizontalizează. Înălțimea supraînălțării suprafeței se stabilește în conformitate cu necesitățile practice și aceasta variază, de obicei, între 5 și 25 %.

Lucrările de haldare în cazul transportului auto sînt foarte simple, sigure și economice. Aceste avantaje sînt determinate mai ales datorită lipsei liniilor ferate și transportoarelor nestaționare. În cazul terenului de bază orizontal, halda se formează din sterilul depozitat în strate subțiri care se succed în înălțime. Stratele se formează prin descărcarea sterilului direct din cutia autobasculantelor, care se nivelează apoi treptat cu ajutorul buldozerelor. Descărcarea autobasculantelor se face la distanța de 2—3 m de muchia haldei, în funcție de stabilitatea taluzului. Distanța minimă dintre axul drumului temporar de acces la locul de deversare și muchia haldei trebuie să fie minimum 15 m.

Cînd stratul de material depus în haldă atinge 2—5 m grosime, se tasează cu un compresor neted cu masa de 10—20 t. Pe stratul astfel format se depune stratul următor și așa mai departe. Folosirea buldozerelor pentru împrăștierea și nivelarea materialului în haldă este simplă, ieftină și de mare productivitate.

În cazul haldelor exterioare formate pe versanții dealurilor apare necesitatea ca fundamentul acestora să fie format din roci tari sau din roci sedimentare cu stratificația în contrapantă. De obicei, pe aceste fundamente care au înclinare mare și foarte mare se execută trepte de înfrățire care au geometria și dimensiunile ce rezultă din studiile geotehnice și calculele de stabilitate efectuate în acest scop.

La exploatarea prin lucrări la zi a zăcămintelor de înclinare mare și foarte mare, descoperta este extrasă, de cele mai multe ori, prin lucrări de perforare-împușcare și transportată auto la halde exterioare care vor fi înalte și foarte înalte. În asemenea halde materialul depus se așază la un unghi mai mare decît unghiurile de stabilitate și, ca urmare, în corpul haldei se vor produce frecvent alunecări.

Întrucît alunecările nu pot fi evitate, linia activă a fronturilor de haldă va fi împărțită în patru categorii de sectoare și anume: sectoare pentru haldare curentă, sectoare pentru deformare (tasare-alunecare), sectoare în liniștire (stabilizare) și sectoare în pregătire.

Avînd în vedere că procesul de deformare și cel de liniștire se desfășoară într-un timp care nu depinde de voința omului, numărul și lungimea sectoarelor trebuie în așa fel alese, încît numărul sectoarelor de haldare să fie egal cu cel al sectoarelor de pregătire, iar dublul sumei acestor două categorii să reprezinte numărul sectoarelor destinate deformării și stabilizării.

Pentru depistarea și urmărirea în timp a dezvoltării deformațiilor haldelor de steril apare necesitatea efectuării de observații vizuale, măsurători topografice și ridicări fotogrammetrice, pentru a se determina direcția și mărimea deplasărilor diferitelor puncte de pe berma superioară a haldei, de pe taluz și de la baza acestuia.

În baza observațiilor și măsurătorilor efectuate pot fi luate diferite măsuri de prevenire și combatere a deformațiilor periculoase din corpul haldelor.

În multe cazuri, la construirea haldelor prin împingerea și împrăștierea în cariere părăsite a materialului descărcat din vagoane sau deversat de pe benzi transportoare se folosește apa. Pot fi folosite două metode: prin *umezire* (fig. XX.88) sau prin *spălare cu hidromonitorul* (fig. XX.89).

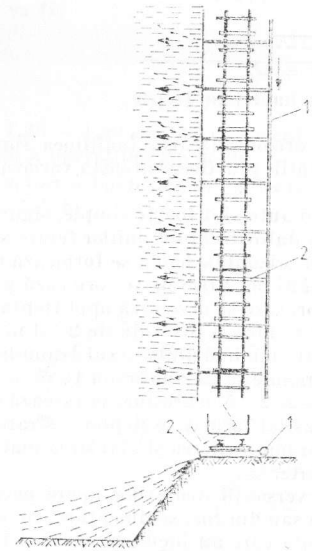


Fig. XX.88. Îndepărtarea prin umezire a sterilului descărcat în haldă:

1 — conducta principală de apă; *2* — hidranți.

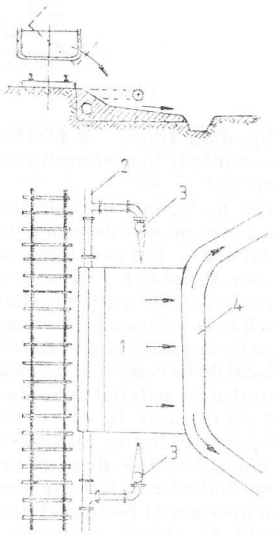


Fig. XX89. Îndepărtarea cu hidromonitoare a sterilului descărcat din vagoane:

1 — platformă de descărcare; *2* — conductă principală de apă; *3* — hidromonitor; *4* — rigole pentru scurgerea hidromasei.

La folosirea primei metode, apa scursă din hidranți (ramificații) spre taluzuri îmbibă roca descărcată din vagoane și o face să alunece pe taluzuri în jos.

Materialul descărcat este îndepărtat permanent, formîndu-se un taluz lin, cu o înclinare de 5—20°, în funcție de natura și granulometria materialului și debitul de apă.

La folosirea celei de a doua metode, la punctul de descărcare a vagoanelor se amenajează o platformă, iar sterilul descărcat pe această platformă este spălat cu două hidromonitoare, pulpa scurgîndu-se într-o rigolă laterală, de unde este condusă spre locul de depozitare într-o *hidrohaldă*.

În cazul extragerii rocilor prin hidromecanizare sau a extragerii mecanice și transportului hidraulic al descopertei, depunerea materialului steril se face în hidrohalde. Hidrohaldele se dispun, de regulă, la o distanță cît mai mică de fronturile de lucru și, în măsura posibilităților, la aceeași cotă de nivel sau mai jos, în scopul micșorării lungimii conductei de pulpă și evitării pierderilor de presiune.

Hidrohaldele și bazinele de colectare a apei de pe lîngă acestea trebuie să fie amenajate în depresiuni naturale și văi; în acest caz, pentru pregătirea hidrohaldei va fi necesară construirea unui număr minim de diguri și de dispozitive cu stăvilar pentru scurgerea apei. Dacă depresiunile naturale lipsesc, hidrohalda se amenajează prin construirea pe teren a unor diguri artificiale circulare închise, cu lățimea la coroană de 12—15 m.

Hidrohalda și bazinul colector de apă se pot uni într-o singură construcție sau pot constitui două construcții separate, vecine.

În ultimul caz, un bazin, adică o parte din construcție, servește pentru depunerea particulelor mari de rocă, iar cealaltă pentru depunerea particulelor mărunte argiloase și limpezirea definitivă a apei. Dacă hidrohaldele și bazinele colectoare de apă sînt dispuse separat, se obține o limpezire mai bună a apei decît dacă ele sînt reunite într-o singur construcție.

Digul care îngrădește hidrohalda se construiește pe etape. În prima etapă se construiește un dig de înălțime redusă (4—6 m) digul de amorsare, folosind materialul preluat de la fața locului sau din zonele apropiate. În etapa a doua se începe depozitarea pulpei în bazin și se trece la ridicarea treptată a digului cu material solid sedimentat din pulpă.

Depunerea pulpei în hidrohaldă se poate efectua după următoarele trei scheme: 1) scurgerea pulpei într-un curent concentrat; 2) scurgerea pulpei din conductă prin orificii efectuate de-a lungul acesteia (depunerea inelară) și 3) folosirea concomitentă a scurgerii concentrate și a celei inelare (depunere combinată).

La ieșirea pulpei din conducta de pulpă, care este așezată pe o estacadă, aceasta se scurge în haldă sub forma unui *curent concentrat*. Pe locul de cădere al pulpei se formează întîi un con ingust care, atingînd cel mai apropiat dig, se transformă apoi într-o plajă de aluvionare cu o ușoară înclinare spre interior (fig. XX.90, *a*). Cînd plaja de aluvionare ajunge la înălțimea digului înconjurător, capătul conductei de pulpă se prelungește în interiorul haldei. Umplerea întregului spațiu de haldă se obține prin prelungirea treptată a conductei de pulpă. Avantajele acestui procedeu de depunere constă mai ales în posibilitatea de a depune în haldă un volum maxim de rocă, fără deplasări repetate ale conductei de pulpă și prin conducte avînd o lungime minimă; dezavantajul principal este neuniformitatea procesului de încărcare al digurilor de-a lungul perimetrului haldei, din cauza depunerii concentrate a rocii din pulpă.

La depunerea pulpei prin procedeul *inelar*, conducta de pulpă se așază pe întregul perimetru al digurilor înconjurătoare, iar dezvoltarea haldei se efectuează de la limitele ei spre mijloc. Depunerea pulpei se face prin orificii speciale de scurgere, adică prin racorduri sudate la conducta de pulpă la fiecare 15—20 m, sau prin orificii speciale perforate în conducte (fig. XX.90, *b*).

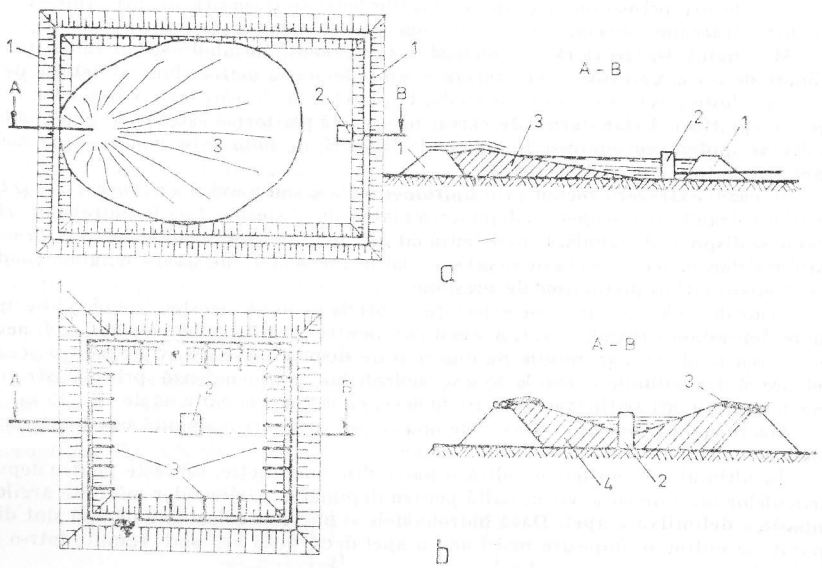


Fig. XX.90. Depunerea pulpei în hidrohaldă:

a — depunerea pulpei prin curent concentrat; *1* — dig; *2* — puț colector de apă; *3* — con de depunere; *b* — depunerea pulpei prin procedeul inelar; *1* — conductă de pulpă; *2* — puț colector de apă; *3* — orificiile de scurgere; *4* — depunere

La dirijarea pulpei de la dig spre mijlocul haldei se realizează o consolidare și o ridicare treptată a digului de înconjurare inițial. În acest fel se mărește capacitatea haldei și odată cu aceasta stabilitatea digului. Deoarece racordurile de evacuare se pot ridica ușor, partea superioară a plajelor aluvionare se poate afla, în anumite situații, mai sus decît creasta digului; pentru a se evita dirijarea pulpei în direcția taluzului uscat (exterior) al digului, dirijarea acesteia se face cu ajutorul unor panouri de lemn. Datorită acestui mod de lucru, creasta crește deplasîndu-se spre interior.

Depunerea inelară se poate face și cu așezarea conductei de pulpă pe estacade înalte de 2—3 m, amplasate pe perimetrul haldelor, în interiorul sectorului înconjurat cu digură (fig. XX.91).

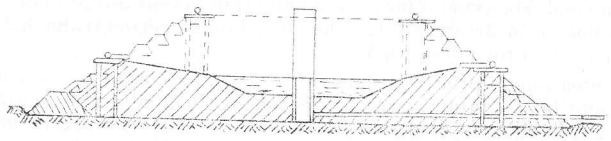


Fig. XX.91. Schema de depunere inelară printr-o conductă de pulpă așezată pe estacade.

Mijlocul cel mai eficace de depunere al pulpei este folosirea *combinată* a acestor procedee. La folosirea procedeului combinat, depunerea masei de rocă se realizează prin scurgerea pulpei din capătul conductei și prin folosirea periodică a depunerii inelare pentru ridicarea digurilor înconjurătoare.

De multe ori digul este în permanență îngroșat către exterior, spre a se împiedica eventuale ruperi cauzate de infiltrații puternice de apă și subțierea constituției materialului.

Capacitatea hidrohaldei este determinată de compoziția granulometrică și de capacitatea de cedare a apei de rocile depuse. Rocile nisipoase cu pietriș și cele cu conținut de nisip cedează o proporție foarte mare de apă și volumul se schimbă relativ puțin în haldă, în comparație cu volumul inițial din masiv. Rocile argiloase au o capacitate redusă de cedare a apei, iar volumul lor în haldă este cu 20—35% mai mare decît volumul în masiv.

Evacuarea apei folosită la hidrotransport se face cu ajutorul puțului de colectare prevăzut cu panouri de nivel. Puțul este amplasat, de obicei, în centrul hidrohaldei, iar apa care se introduc periferic tinde către el, asigurîndu-se astfel stabilitatea hidrohaldei.

Pentru asigurarea stabilității treptelor de haldă și a haldelor în general, acestora trebuie să li se asigure un anumit unghi de taluz cît mai apropiat de unghiul de taluz natural al rocilor depozitate.

În tabelul XX.32 sînt date valorile unghiurilor de taluz natural pentru diferite roci depozitate, în funcție de umiditate. Înălțimea și înclinarea haldelor depinde de natura rocilor depuse și de utilajele folosite la formarea lor. După indicațiile literaturii de specialitate, înălțimea și înclinarea treptelor de haldă variază conform celor prezentate în tabelul XX.33.

Unghiul general de înclinare a sistemului treptelor de haldă depinde, de asemenea, de natura și umiditatea rocilor depozitate, variind între următoarele limite: 25—30° pentru roci stîncoase uscate neconsolidate; 18—25° pentru roci argilo-nisipoase uscate; 8—15° pentru roci argiloase umede; 5—10° pentru roci argiloase cu umiditate mare ce vădesc o tendință accentuată de curgere.

Stabilitatea taluzelor hidrohaldelor este condiționată de adoptarea unui unghi de taluz stabil, pentru cazul maselor de rocă depuse din pulpă sub acțiunea forțelor de infiltrație, precum și de înlăturarea posibilităților de spălare sau afînare a materialului din taluz.

Tabelul XX.32

Valorile unghiurilor de taluz natural în cazul diferitelor umidități ale sterilului

Steril	Unghiul de taluz natural pentru steril [grade]		
	uscat	umed	fluid
Nisip	28—35	30—40	22—27
Argilă nisipoasă	40—50	35—40	25—30
Argilă grasă	40—45	35	15—20
Sol vegetal	40	35	25
Roci tari afînate cu granulometrie diferită	32—45	36—48	30—40

Tabelul XX.33

Înălțimea și înclinarea treptelor de haldă

Natura rocilor depuse în haldă	Înălțimea treptelor de haldă [m]	Unghiul de taluz [grade]
Halde nivelate cu plug sau buldozer		
Roci stîncoase și gresii	20—25	30—35
Roci argilo-nisipoase	10—15	35—40
Roci argiloase	8—10	35—40
Halde formate cu excavatorul		
Roci nisipoase	40—60	30—33
Roci argiloase-nisipoase	35—45	30—33
Roci argiloase	20—30	38—40
Roci argilo-nisipoase umede	10—15	18—25

Unghiul de taluz al digului hidrohaldelor va fi cu atît mai mare cu cît va fi mai mare unghiul de frecare interioară a materialului depus din pulpă și cu cît curba depresionară a apei de infiltrație se va găsi mai spre interiorul digului și la o înălțime cît mai mică.

Unghiul de frecare interioară a sterilelor depuse în hidrohalde variază în funcție de umiditate, granulometrie și natura mineralo-petrografică, între 4—45°. În baza celor arătate mai sus, unghiul de înclinare a taluzului aval trebuie să aibă valoarea aproximativ de 1:3 pînă la 1:4,5, în funcție de granulometria materialului. Aceste valori corespund unui unghi de frecare interioară de 18°30′ pentru înclinarea de 1:3 și de 12°30′ pentru înclinarea de 1:4,5. Aceste înclinări sînt considerate ca sigure, deoarece reprezintă jumătate din valoarea unghiului de frecare interioară a materialului uscat, adică de circa 37° și respectiv 25°.

Respectînd unghiul de taluz stabil, înălțimea maximă pînă la care pot fi ridicate hidrohaldele mai este condiționată de: presiunea maximă admisibilă pe care o poate prelua terenul ce constituie amplasamentul hidrohaldei; asigurarea unei suprafețe suficiente a hidrohaldei care să cuprindă plaja de aluvionare lată de 30—40m, precum și ecranul hidraulic cu o suprafață cît mai mare pentru a asigura limpezirea totală a pulpei. Reducerea suprafeței iazului sub cea stabilită atrage după sine reducerea suprafeței atît a plajei de aluvionare, cît și a ecranului hidraulic și în acest caz nu se mai asigură o limpezire totală a pulpei sosite în hidrohaldă.

Verificarea stabilității treptelor de haldă și a sistemului de trepte se face, cel mai adesea, în ipoteza pierderii stabilității și alunecării după suprafață cilindrică-circulară. Metodele de calcul întrebuințate trebuie să satisfacă o serie de cerințe dintre care amintim: simplitate; ușurință în obținerea datelor de bază pentru calcul cu o precizie corespunzătoare; posibilitatea măsurării în timpul exploatării a unor mărimi de care s-a ținut seama în calcule etc.

Observațiile directe făcute asupra tehnologiilor de haldare întrebuințate în exploatarea la zi au dus la concluzia că menținerea și chiar mărirea stabilității haldelor impune adoptarea unor măsuri de ordin constructiv și de întreținere a acestor depozite de steril pe toată durata exploatării și, în anumite cazuri, chiar și după epuizarea acesteia.

Din punct de vedere constructiv se recomandă:

— Construirea corectă a haldelor prin lăsarea sterilului de pe brațul de depunere a mașinii de haldat în așa fel încît să formeze o serie de conuri succesive, care se vor depune unul peste altul, astfel ca vîrful primului con să nu fie depășit de baza următorului.

— Pentru a asigura o bună drenare a apelor de infiltrații din corpul haldelor, se recomandă ca primul con să fie format, pe cît posibil, din material de terasă sau nisipos. De asemenea, pentru asigurarea unei mai bune înfrățiri cu terenul de bază a haldelor este necesar a se curăța cu buldozerul pătura superficială de sol vegetal, sau materialul argilos cu tendință de înnoroiere de pe vetrele carierelor în cazul haldelor interioare.

— Executarea, acolo unde este posibil, a unei haldări selective, prin depunerea în culcușul haldei a materialului de terasă și nisipos extras din descopertă, fapt care permite o mai bună drenare a ansamblului treptelor de haldă.

— Sarcina materialului deversat prin construirea haldelor interioare să nu întreacă limita de încărcare admisă de ecranul argilos din culcușul carierei, iar încărcarea să fie repartizată cît mai uniform pe suprafața de depozitare.

— Pentru asecarea haldelor este neapărat necesară executarea lucrărilor de drenare la piciorul haldelor, prin șanțuri de drenare săpate în terenul de bază și cu scurgerea asigurată către lucrările miniere subterane de asecare sau către stațiile de pompe mobile din carieră. Șanțurile de drenare se vor umple cu pietriș mărgăritar cu diametrul de 0,5—1,0 cm, peste care se vor depune apoi, prin haldare selectivă, pietrișuri și nisipuri.

— Construirea haldelor în trepte, cu un decalaj maxim posibil între acestea, în funcție de caracteristicile constructive și funcționale ale utilajului de haldare și a tehnologiei propuse și acceptate și cu înălțimea maximă a treptelor de haldă de 20 m.

— La haldele interioare, în special, este neapărat necesară o mare stabilitate taluzelor, ceea ce se poate realiza prin menținerea unghiului de taluz proiectat, respectarea înălțimii treptelor permisă de proprietățile fizico-mecanice ale amestecului de roci haldate, nivelarea cu buldozerul și chiar comprimarea cu compresorul.

Din punct de vedere al întreținerii haldelor se recomandă:

— Controlul permanent al umidității haldelor de înălțime, prin executarea unei rețele de foraje de hidro-observații în corpul acestora.

— Vehicularea utilajelor principale din fluxul tehnologic de haldare la distanțe cît mai mari de la bordurile treptelor, spre a evita ruperi și alunecări de taluze și deteriorări ale utilajelor.

— Urmărirea în timp, prin măsurători topografice pe repere mobile de suprafață, a variației nivelului terenului de bază și a modificării profilelor treptelor de haldă.

— Executarea lucrărilor de interceptare, dirijare și îndepărtare a apelor superficiale și subterane, inclusiv îndepărtarea apelor din depresiuni, gropi și eventuale mlaștini din exteriorul haldelor și, mai ales, în zona din amonte a acestora.

— Stabilirea unor persoane cu pregătire corespunzătoare, din sectorul tehnic al întreprinderii, care să se ocupe zilnic cu observarea și înregistrarea elementelor, datelor și fenomenelor privind deformarea elementelor constructive ale carierelor și haldelor.

7.2. REDAREA ÎN CIRCUITUL ECONOMIC A TERENURILOR AFECTATE DE EXPLOATAREA LA ZI ȘI OCUPATE DE HALDE

Terenurile ocupate de halde și afectate de exploatările la zi ating anual mii și chiar zeci de mii de hectare, care sînt, astfel, sustrase utilizărilor curente.

Haldele reprezintă în faza de construcție o încărcare și o degradare a peisajului, pe lîngă faptul că poluează atmosfera. Din acest punct de vedere o atenție deosebită trebuie acordată haldelor radioactive. În cazul amplasării necorespunzătoare haldele pot aduce și unele prejudicii zonelor înconjurătoare datorită alunecării lor.

În multe țări, în scopul reducerii ocupării suprafețelor de teren agricol, haldele sînt amplasate pe terenuri improprii agriculturii și anume pe văile piraielor sau pe terenuri neproductive, fără valoare agricolă și totdeauna într-un mod care să influențeze cît mai puțin mediul înconjurător.

Lucrările necesare de realizat înainte și după formarea haldelor exterioare pe un astfel de teren constau din: executarea treptelor de înfrățire pe versanți; executarea șanțurilor de gardă pe versanți văii în vederea canalizării apelor din precipitații și protejarea treptelor de haldă; curățirea completă a zonelor cu alunecări active; alegerea unei tehnologici de haldare, astfel încît viteza de formare și avansare a hălzii să nu depășească 200—300 m/an; drenarea apelor din izvoare și din infiltrații; executarea unui dig de rezistență în avalul haldei; evacuarea și strămutarea eventualelor construcții sau gospodării din avalul haldei pe o distanță de 2—3 km etc.

În scopul reducerii suprafețelor de teren ocupate, în multe țări ale lumii s-a început o acțiune de lichidare a haldelor și redarea acestora în circuitul economic. Se poate afirma astfel, că cu toată apariția unor noi exploatări subterane și la zi, suprafața totală ocupată de halde scade în mod sistematic.

În țara noastră industria minieră este obligată, prin diverse legi și acte normative, să ia măsuri pentru prevenirea și combaterea influențelor dăunătoare ale haldelor și exploatărilor miniere la zi și subterane asupra mediului ambiant. Aceste legi și acte normative obligă industria minieră să apere, să conserve și să folosească în mod judicios terenurile agricole, iar după folosire să le redea circuitului economic.

Modul de redare în circuitul economic (agricol, forestier) a terenurilor afectate de exploatarea la zi și ocupate de halde, natura lucrărilor ce trebuiesc executate și culturile ce vor fi folosite se stabilesc pe baza unor studii elaborate în comun de organele interesate (agricole, forestiere, miniere etc.).

Redarea în circuitul economic a terenurilor degradate de exploatarea minieră comportă mai multe faze tehnologice și anume: nivelarea suprafeței haldelor, ameliorarea pămînturilor și recultivarea. Redarea în circuitul economic a zonelor degradate presupune, de asemenea, crearea unor spații de odihnă și agrement în perimetrele fostelor cariere.

Nivelarea terenului este una din operațiile cele mai importante în cadrul acțiunii de refertilizare. Nivelarea terenului se face longitudinal și uneori și transversal. Lucrările de nivelare capitală a haldelor se realizează în cadrul lucrărilor de amenajare a acestora și admit toleranțe de ± 10 cm față de planul de referință stabilit.

În funcție de tehnologia de haldare aplicată, care poate fi cu transbordor cu braț în consolă (abzețar), pod transbordor, auto etc. și în funcție de forma geometrică a haldei, lucrările de nivelare trebuie începute imediat ce halda prezintă o stabilitate suficientă pentru a se putea lucra în condiții de securitate. În cazul haldelor formate cu abzețerul sau cu podul transbordor, nivelarea se face chiar în timpul formării acestora, cu ajutorul unor buldozere puternice.

Suprafața nivelată se acoperă cu un strat de pămînt cultivabil (sol vegetal), care în prealabil a fost extras și depozitat separat din perimetrul de exploatare la zi. În cazul în care nu există sol vegetal, atunci la recultivare, unde este necesar și economic, se transportă pămînt vegetal și se acoperă suprafața ce trebuie recultivată cu un strat de 0,8—1,5 m grosime.

Depunerea solului vegetal pe suprafața haldei se poate realiza în flux independent de cel al carierei, pentru aceasta folosindu-se: 1) un excavator cu roată cu cupe de mică capacitate, un abzețar de mică capacitate și o linie de transportoare cu covor de cauciuc; 2) screpere; 3) excavatoare cu acțiune discontinuă și transport auto (în cazul volumelor reduse) sau 4) extragere, transport și depunere hidraulică a solului vegetal.

Solul vegetal răspîndit uniform cu unul din utilajele din dotația tehnologică pe întreaga suprafață a haldei este apoi scarificat pînă la o adîncime de 0,4 m, cel puțin odată, după două direcții perpendiculare, pentru a se îndepărta bolovănișul sau alte corpuri străine.

De multe ori, după lucrările de nivelare apare necesitatea îmbunătățirii acidității solului vegetal și a materialului haldat prin ameliorare cu calciu, cenușă de cărbune sau fenol conținut în apele industriale. *Ameliorarea terenurilor haldelor* se poate face în funcție de dotația și de suprafața lor: manual, mecanizat și cu ajutorul lucrărilor de împușcare.

În etapa a treia se trece la *recultivarea terenurilor*. În această etapă se plantează suprafețele agricole și forestiere. Recultivarea agricolă se execută în două faze: în prima fază, după ameliorarea terenului cu cenușă sau calciu, se urmărește regenerarea fertilității solului, pentru a putea semăna mai tîrziu culturi agricole. Experiența de pînă acum din țările care practică recultivarea arată că în această primă fază trebuie să se cultive plante nepretențioase față de condițiile de sol și care să aibă rezistență mare față de boli și buruieni și care să dea cantități mari de materie vegetală. Cele mai indicate sînt păstăioasele (lucernă, trifoi etc.).

În faza a doua se fac culturi agricole cu care, după regenerarea fertilității solului, se obțin recolte normale. În această etapă se realizează un program complex de refertilizare, recoltare, asanare, selecționare a semințelor și în primul rînd de dirijare competentă a fineței și pășunatului pentru prevenirea degradării solului de către animale. Recultivarea forestieră poate începe chiar de la faza nivelării terenului și a grăpării lui cu sacrificatorul, nereclamînd o calitate pretențioasă a solului. Împădurirea, pe terenul grăpat, se face de regulă direct cu puieți de arbori de diferite esențe, în raporturi determinate de condițiile silvo-climatice locale și de natura haldelor. În general, puieții se plantează la distanța de 4 m unul față de altul. După circa 4 ani, în cazul în care se plantează ulmi sau salcîmi, pădurea este practic refăcută. Rezultate deosebit de bune s-au obținut cu plopii hibrizi, ulmi și salcîmi. Aceste pădurici au însă numai caracter de preplantație și vor trebui să fie înlocuite mai tîrziu cu specii de copaci cu valoare economică superioară. În anumite situații recultivarea forestieră s-a făcut de la început cu esențe de foioase ca: gorun roșu, arin și ulm, dar și conifere ca larice europeană, pin negru, duglezie și molid.

În bazinul Rovinari, la redarea în circuit a terenurilor afectate de exploatările la zi și a haldelor de steril, s-au reușit recultivări de tip agricol, cu moduri de folosință după cum urmează: plantații de vie cu soiuri de masă și de vin cu rezultate bune; livezi pomicole pe rod, cu stare de vegetație foarte bună, formate din nuc, măr, păr, coacăz, alun, vișin; loturi cu cereale păioase și prășitoare ce asigură producții care întrec media județului în care se află bazinul; plante tehnice și cartofi cu produse de calitate superioară și producții mari; culturi furajere constînd din amestec de specii de plante din familia graminee și leguminoase.

Taluzele haldelor se amenajează pentru a preveni sau reduce eroziunea produsă de apele meteorice, vînturi și pentru a consolida materialul depus. Pe taluze și la baza lor (pe terase) se execută șanțuri de drenare a apei și dirijarea acesteia către bazinele sau albiile de colectare.

Organizarea lucrărilor de redare în circuitul economic a terenurilor degradate de cariere depinde de foarte mulți factori și anume: clima regiunii, regimul hidrogeologic al zăcămîntului, natura solurilor, interesele locale de ordin agricol sau silvic și se poate face în antrepriză, de unități specializate, sau în regie, de către unitățile miniere.

8. DESCHIDEREA CARIERELOR

Prin *deschiderea carierelor* se înțelege executarea lucrărilor miniere principale care asigură accesul de la suprafața terenului la zăcămînt sau spre o parte a acestuia și care fac posibilă executarea tranșeelor de pregătire pe diverse orizonturi ale exploatării la zi.

Modul de deschidere al unui zăcămînt, care urmează a fi exploatat prin lucrări la zi, este influențat în principal de următorii factori:

— *relieful terenului înconjurător* determină amplasarea lucrărilor de deschidere, volumul acestora și felul transportului rocilor sterile și al substanței minerale utile;

— *condițiile hidrogeologice și geologice-inginerești ale cîmpului de exploatare la zi* determină amplasarea tranșeei de deschidere. În principiu, tranșeea de deschidere trebuie amplasată în zona cea mai favorabilă, cu ercan protector mai stabil, presiuni hidrostatice reduse și roci cu caracteristici fizico-mecanice superioare. Lucrările de asecare făcute pentru tranșeea de deschidere trebuie să influențeze cît mai mult cîmpul carierei. Astfel, în cazul carierelor situate la distanțe mari de sursele acvifere superficiale, tranșeea trebuie să fie amplasată perpendicular pe curentul acvifer, așa încît lucrările ei de asecare să intercepteze curentul în amonte de cîmpul carierei. La carierele situate în apropierea rîurilor, tranșeea de deschidere se execută de obicei paralel cu albia lor, pentru a intercepata prin lucrările de drenaj afluxul de apă din acestea. Pentru a nu pompa un debit mare de apă pe tot timpul exploatării, în cele mai multe cazuri, în spatele tranșeei de deschidere se sapă o tranșee îngustă pînă la roca impermeabilă din bază, care se umple cu material argilos sau beton, realizîndu-se în felul acesta un ecran vertical, impermeabil, care protejează cariera de infiltrație din rîu;

— *proprietățile fizico-mecanice ale rocilor acoperitoare și înconjurătoare zăcămîntului* — tărie, fisurare, stabilitate, coeziune, unghi de frecare interioară, greutate volumică etc. — determină parametrii constructivi ai treptelor și tehnologia de descopertare;

— *modul de prezentare și caracteristicile geometrice ale zăcămîntului:* direcție, înclinare și grosime, vor determina dimensiunile cîmpului de exploatare la zi și configurația generală a exploatării;

— *caracteristicile calitative ale substanței minerale utile*, marcate prin: conținut procentual de util, răspîndirea componenților utili, intercalații sterile etc. — influențează asupra sistemului de extragere — selectiv sau global;

— *rezervele de substanță minerală utilă*, de care va depinde volumul cheltuielilor de investiții, gradul de mecanizare a principalelor procedee de producție și durata de activitate a carierei;

— *adîncimea limită de exploatare* influențează asupra volumului lucrărilor de pregătire, asupra cheltuielilor de transport și a securității exploatării;

— *amplasarea construcțiilor de la suprafață*, legate direct de exploatare: uzina de preparare, stații de livrare, ateliere mecanice etc. determină punctul de amplasare a lucrării miniere principale de deschidere și lungimea căilor de transport.

Metodele de deschidere aplicate în exploatarea la zi a zăcămintelor de substanțe minerale utile se pot clasifica în următoarele patru grupe principale:

I) metode de deschidere cu lucrări miniere la zi;

II) metode de deschidere cu lucrări miniere subterane;

III) metode de deschidere fără lucrări miniere la zi și fără lucrări miniere subterane;

IV) metode de deschidere combinate.

Principala lucrare de deschidere la aplicarea metodelor de deschidere cu lucrări miniere la zi este *tranșeea capitală* sau *principală*.

Tranșeea este o lucrare minieră deschisă cu secțiunea transversală trapezoidală. Cînd este executată într-un povîrniș natural al terenului (versantul unui deal) are profilul transversal deschis și poartă numele de *semitranșee* (fig. XX.92).

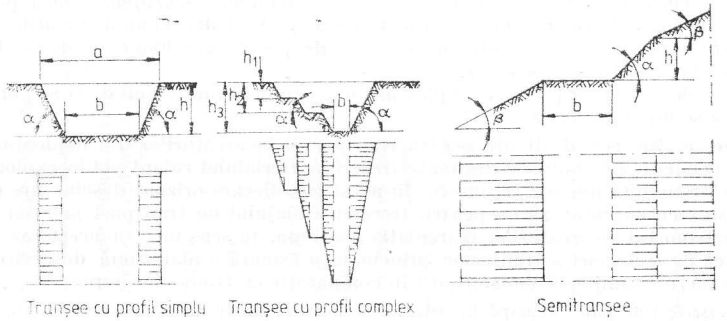


Fig. XX.92. Lucrări miniere la zi:

a — lățimea tranșeei la partea superioară; *b* — lățimea vetrei; α — unghiul de taluz; β — înclinarea terenului; *h* — adîncimea lucrării.

Dintre lucrările miniere subterane întrebuințate mai frecvent pentru deschiderea zăcămintelor exploatabile la zi se menționează: planele înclinate, puțurile verticale, puțurile înclinate, galeriile de coastă etc.

Atît lucrările la zi cît și cele subterane se dimensionează astfel încît să asigure transportul cantităților maxime de steril și de substanță minerală utilă preconizate a se extrage din carieră în unitatea de timp.

8.1. DESCHIDEREA ZĂCĂMINTELOR DEZVOLTATE SUB NIVELUL TERENULUI ÎNCONJURĂTOR

8.1.1. DESCHIDEREA CU LUCRĂRI MINIERE LA ZI

La aplicarea metodelor de deschidere din grupa I lucrarea de deschidere principală este *tranșeea principală* sau *capitală*, a cărei poziție față de cîmpul minier și a cărei înclinare caracterizează, în general, metoda de deschidere. Tranșeea principală determină poziția tranșeelor de pregătire, frontul lucrărilor și direcția de înaintare a fronturilor de lucru și de extragere.

Amplasarea și aranjamentul reciproc al tranșeelor principale dintr-o carieră are ca scop crearea de căi de comunicație sigure, simple, productive și economice în exploatare. Alegerea celui mai bun amplasament pentru tranșeele principale trebuie să se facă ținînd seama de: modul de prezentare al zăcămîntului; schema de principiu adoptată pentru dezvoltarea exploatării la zi; lungimea de transport, care trebuie să fie cît mai mică posibilă; rampa maximă admisibilă; raza minimă a curbelor, de care trebuie să se țină seama în special în cazul transportului feroviar; legătura cu rețeaua de transport exterioară, care trebuie făcută în condițiile cele mai bune; racordările cu orizonturile de lucru care trebuie să asigure efectuarea în cele mai bune condiții a legăturilor de transport cu tranșeele de pregătire; rezistența cararacteristică a traseului care trebuie să permită o bună desfășurare a traficului pentru tonajul cerut.

Clasificarea tranșeelor. Tranșeele principale pot fi clasificate după mai multe criterii, așa cum se arată în tabelul XX.34.

Tranșeele exterioare sînt săpate în exteriorul conturului definitiv al carierei și pot fi destinate uneia sau mai multor trepte, adică sînt *individuale* sau *grupate*. Dacă pe aceeași tranșee se desfășoară atît transportul rocii sterile cît și al substanței minerale utile, tranșeea se numește *comună*. Tranșeele principale destinate pentru deschiderea tuturor treptelor exploatării la zi se numesc *generale*.

Tranșeele în a căror profil se amplasează una sau mai multe linii de transport pentru plin și gol se numesc *simple*.

Adesea tranșeele destinate pentru transportul încărcăturilor din exploatarea la zi sînt independente de tranșeele destinate trecerii materialului rulant gol în exploatarea la zi; aceste tranșee se numesc *conjugate*. În acest caz, fiecare orizont deschis are două căi care îl leagă cu suprafața: una pentru trecerea utilajului de transport gol, iar cealaltă pentru transportul încărcăturilor. Circulația continuă, în sens unic în acest caz, mărește capacitatea de transport a tranșeelor principale și asigură o mai bună deservire a fronturilor de lucru cu mijloace de transport în comparație cu tranșeele simple.

Tranșeele interioare se sapă în interiorul conturului definitiv al carierei, putînd fi și ele *individuale*, *grupate* sau *comune*, *simple* sau *conjugate*.

Tranșeea interioară are la săpare profilul transversal complet (trapezoidal), pe care și-l păstrează pînă la începerea exploatării treptei deschise prin ea. În procesul exploatării treptei, peretele tranșeei îndreptat spre interiorul exploatării la zi se lărgește: datorită acestui fapt tranșeea interioară capătă un profil transversal incomplet și devine *semitranșee*.

Atît tranșeele exterioare, dar mai ales cele interioare pot avea caracterul *temporar-provizoriu* sau *permanent*, după durata lor de funcționare.

Tranșeele temporare-provizorii sau mobile — sînt amplasate pe marginea de lucru a carierei, motiv pentru care nu sînt fixe, căile lor de transport mutîndu-se din timp în timp, în funcție de avansarea treptelor de extragere.

Tranșeele principale temporare-mobile se aplică de obicei în cazul exploatării zăcămintelor neregulate, cu înclinare mare și foarte mare, insuficient explorate.

Traseul mobil se admite în cazuri de necesități reale și îndeosebi la folosirea transportului auto, pentru care cerințele față de starea drumului nu sînt prea rigide. La alegerea traseului mobil trebuie folosite în întregime toate avantajele lui și în același timp evitate dezavantajele esențiale. În acest scop trebuie căutat ca numărul reconstruirilor să fie minim, forma traseului să fie cea mai simplă, lungimea lui cît mai scurtă și construcția drumului simplă din punct de vedere tehnic.

Tranșeelor principale de deschidere li se dă o înclinare longitudinală și dimensiuni transversale corespunzătoare tipului de transport ce va fi utilizat în carieră.

Tabelul XX.34

Clasificarea tranșeelor principale

Criteriul de clasificare	Situația impusă de criteriu	Denumirea tranșeelor
Poziția tranșeelor în raport cu conturul definitiv al carierei	În afara conturului carierei. În interiorul conturului carierei.	Exterioare Interioare
Numărul treptelor deservite — De același fel (steril sau util)	Una Mai multe	Individuale Grupate
Numărul treptelor deservite — Diferite (steril și util)	Mai multe Toate	Comune Generale
Destinația principală	Pentru trecerea mijloacelor de transport încărcate și a celor goale.	Simple
	Pentru trecerea mijloacelor de transport încărcate sau a celor goale.	Conjugate
Durata de funcționare	Pentru toată durata de activitate a carierei.	Permanente
	Pentru o durată scurtă de timp.	Mobile (temporare-provizorii)
Înclinarea	Pentru transportul feroviar și auto.	Cu înclinare (pantă) mică
	Pentru transportul cu bandă și cu vase de transport cu cablu de tracțiune.	Cu înclinare (pantă) mare
După forma în plan a traseului	Nu-și schimbă direcția. Se compune din două sau mai multe porțiuni cu direcții diferite.	Simple Complexe

Tranşeele principale destinate transportului feroviar sau transportului auto au o înclinare relativ mică şi se numesc *tranşee cu mică înclinare*.

Tranşeele destinate pentru transportul cu bandă sau extracţiei cu vase de transport şi cablu de tracţiune au o înclinare relativ mare şi se numesc *tranşee cu mare înclinare*.

La exploatarea zăcămintelor situate sub relieful terenului înconjurător, încărcăturile se ridică din fronturile de lucru la suprafaţă; profilul longitudinal al tranşeelor principale se caracterizează, în acest caz, prin existenţa unei rampe (pante) în direcţia de transport a încărcăturilor.

La exploatarea zăcămintelor situate deasupra nivelului suprafeţei terenului înconjurător, încărcăturile sînt coborîte din fronturile de lucru la nivelul suprafeţei terenului înconjurător, iar materialul rulant gol trebuie ridicat în exploatarea la zi. În aceste condiţii profilul longitudinal al tranşeelor este caracterizat prin existenţa unei pante în direcţia mersului materialului rulant gol.

Înclinarea maximă a tranşeelor, în funcţie de tipul de transport utilizat, poate fi urmărită în tabelul XX.35.

Tabelul XX.35

Valorile maxime ale pantelor tranşeelor principale în direcţia transportului cu încărcătură

Tipul transportului în carieră	Limitele uzuale ale pantelor, ip [‰]
Feroviar — tracţiune cu abur	20— 30
Feroviar — tracţiune electrică	30— 40
Auto	60—150
Transportor cu bandă	250—330
Extracţie cu schipuri	500—1000
Extracţie fără colivii, cu vagon tractor	125—250

După forma în plan a tranşeelor principale (proiecţia axei longitudinale pe un plan orizontal), acestea se împart în *simple* şi *complexe*.

Traseul simplu nu-şi schimbă direcţia pe toată lungimea.

Traseul complex se compune din două sau mai multe porţiuni cu direcţii diferite. Diferite părţi ale traseului complex se unesc prin bucle sau linii moarte.

Dimensiunile transversale ale tranşeelor principale se determină în funcţie de lăţimea bazei inferioare, unghiul taluzului pereţilor şi adîncimea finală a tranşeei. Bazei inferioare sau vetrei tranşeei i se atribuie lăţimea necesară trecerii materialului rulant sau amplasării instalaţiilor staţionare de transport (tabelul XX.36). În funcţie de natura rocilor în care este săpată tranşeea, pereţii laterali vor avea o înclinare mai mică sau cel mult egală cu valoarea unghiului de stabilitate a rocilor respective. Adîncimea finală a tranşeei principale poate fi egală cu înălţimea uneia sau a mai multor trepte din carieră.

Din cele prezentate rezultă că lungimea finală a tranşeei principale şi deci a drumului de transport va depinde de tipul transportului adoptat în carieră şi de adîncimea ultimului orizont deschis de tranşeea respectivă (tabelul XX.37).

Din tabel se constată că, în funcţie de sistemul de transport, lungimea tranşeelor principale şi deci volumul acestora la transportul feroviar este mult mai mare decît la

Tabelul XX.36

Lăţimea minimă (orientativă) a vetrei tranşeelor principale

Felul transportului în carieră	Elemente determinante	Lăţimea vetrei [m]		
		Cale simplă	Cale dublă	Cale triplă
Feroviar	Ecartamentul *	7,6—8,0	11,7—12,1	15,8
Auto	Gabaritul autovehiculelor	4,5—8,0	7—14	—
Transportor cu bandă	Lăţimea benzii	2,5—3,0	4,5—5,0	6,5—7,0
Instalaţie de extracţie	Gabaritul vasului de transport	Corespunzător acestui gabarit		

* Valorile corespund ecartamentului din România (1435 mm).

transportul auto, iar acesta din urmă mai mare decît la folosirea transportoarelor cu bandă.

Comparînd volumele sistemelor de tranşee principale necesare, în condiţii egale de adîncime ale exploatării la zi, dar la diferite poziţii şi amplasări ale tranşeelor — exterioare şi interioare — se constată că volumul sistemului de tranşee exterioare depăşeşte cu mult volumul corespunzător al sistemului de tranşee interioare. Din acest punct de vedere, tranşeele exterioare sînt folosite pentru deschiderea zăcămintelor situate pe povîrnişuri, a cîmpurilor de exploatare la zi de mică adîncime sau pentru deschiderea orizonturilor superioare ale zăcămintelor de înclinare mare şi medie, iar tranşeele interioare sînt folosite pentru deschiderea zăcămintelor adînci.

Trasarea tranşeelor. O deosebită importanţă în exploatarea la zi o prezintă trasarea tranşeelor principale, adică stabilirea direcţiei axei longitudinale a tranşeei precum şi a poziţiei acesteia în plan şi profil.

Planul traseului tranşeei principale reprezintă proiecţia axei longitudinale pe un plan orizontal şi constă din porţiuni drepte şi curbe. Proiecţia longitudinală a axei tranşeei principale pe un plan vertical reprezintă profilul longitudinal. Punctele prin care trebuie să treacă traseul tranşeei într-o carieră sînt determinate de o serie de factori topografici, tehnici, minieri şi geologici.

În raport cu poziţia faţă de conturul final al carierei se întîlnesc trasee *exterioare*, *interioare* şi *combinate*.

Traseul exterior trece de la un punct al suprafeţei terenului înconjurător pînă la marginea carierei, rămînînd în afara limitelor acesteia, traseul interior este dispus în interiorul exploatării la zi direct pe marginile ei, sau pe un versant, iar traseul combinat constă din sectoare (porţiuni) exterioare şi interioare.

După forma în plan a traseelor tranşeelor principale, acestea se împart în *simple* şi *complexe*. Se consideră traseu simplu acela care nu-şi schimbă direcţia pe toată lungimea şi traseu complex care se compune din două sau mai multe porţiuni cu direcţii diferite.

Tabelul XX.37

Lungimea totală a unei tranşee principale

Felul transportului	Panta tranşeei [‰]	Lungimile de transport pentru următoarele adîncimi limită [m]															
		10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	200	300	400	500	600	700
Feroviar — tracţiune cu abur	20	500	1000	1500	2000	2500	3000	3500	4000	4500	5000	10000	15000	20000	25000	30000	35000
Feroviar — tracţiune electrică	40	350	500	750	1000	1250	1500	1750	2000	2250	2500	5000	7500	10000	12500	15000	17500
Auto	70	143	256	429	572	715	858	1000	1144	1278	1430	2860	4290	5720	7150	8580	10010
Extracţie cu cablu	200	50	100	150	200	250	300	350	400	450	500	1000	1500	2000	2500	3000	3500
Transportoare cu bandă	300	34	67	100	134	167	200	233	267	300	333	666	999	1332	1665	1998	2331

În ultimul caz (fig. XX.93) diferite părţi ale traseului se unesc prin bucle, curbe sau linii moarte, cărora le corespund *traseele cu bucle, traseele cu linii moarte, traseele spirale* şi *traseele combinate*.

Profilul longitudinal al traseului se caracterizează prin mărimea rampei principale şi lungimea elementelor componente ale traseului, constînd din porţiuni orizontale, în-

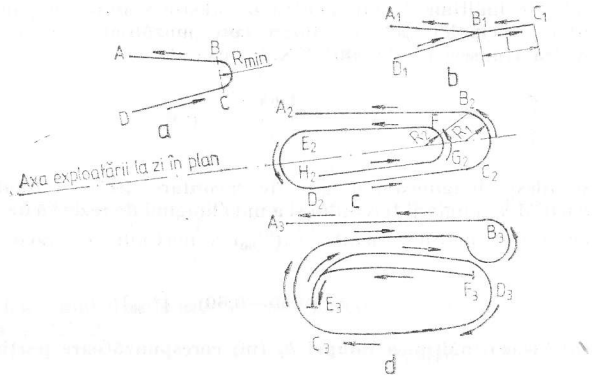


Fig. XX.93. Planul traseului şi scheme de legătură ale segmentelor:

a — buclă; *b* — linie moartă; *c* — spirală; *d* — combinată.

clinate şi puncte de racordare a porţiunilor orizontale cu cele înclinate. În exploatarea la zi sînt întîlnite trei forme principale de profiluri ale tranşeelor principale în funcţie de tipul racordărilor tranşeelor la orizonturile de lucru ale carierei: racordarea *fără reducerea pantei* (fig. XX.94, *a*), racordare *cu reducerea pantei* (fig. XX.94, *b*) şi racordarea *cu platforme* (fig. XX.94, *c*).

Racordarea tranşeelor principale la orizontul de lucru fără reducerea pantei (rampei, fig. XX.94, *a*) asigură o lungime şi un volum minim al lucrărilor. Asemenea racordări sînt indicate a se folosi la carierele adînci şi cu dimensiuni relativ mici în plan.

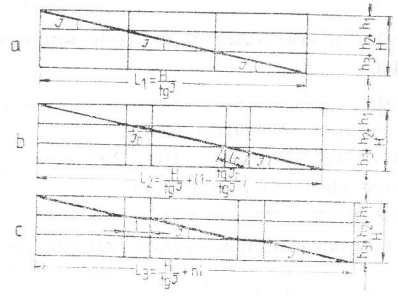


Fig. XX.94. Profiluri longitudinale ale tranşeelor principale.

Racordarea cu pantă (fig. 94, *b*) asigură pornirea ușoară a trenului, a cărui normă de greutate este stabilită de condiția circulației uniforme pe panta caracteristică (rampa principală).

Specificul calculelor și al tehnicii de trasare a tranșeelor din exploatarea la zi este următorul (fig. XX.95):

1. Se determină lungimea teoretică L (m), a segmentului traseului între două trepte alăturate de înălțime h (m), pentru o valoare stabilită a pantei rampei caracteristice (pantei principale) i_p(‰), valoare corespunzătoare pentru căile de transport montate pe vatra tranșeei (v. tabelul XX.35) cu relația:

$$L = \frac{1000\,h}{i_p} \quad [\text{m}] \tag{8.1}$$

2. Se stabilește lungimea porțiunii de racordare l_r(m) ca fiind egală cu suma lungimii macazului, a lungimii terenului și a unei lungimi de rezervă de aproximativ 15 m.

3. Se determină mărimea pantei i_r (‰) a porțiunii de racordare, luîndu-se de obicei:

$$i_r = (0{,}50-0{,}60)i_p \ [‰] \tag{8.2}$$

4. Se calculează înălțimea rampei h_r (m) corespunzătoare porțiunii de racordare, cu relația:

$$h_r = \frac{l_r \cdot i_r}{1000} \quad [\text{m}] \tag{8.3}$$

5. Se stabilește, în funcție de raza de curbură R (m), lungimea curbei l_c(m).

6. Se calculează panta rampei la curbă i_c (‰) cu relația:

$$i_c = i_p - w_c \ [‰] \tag{8.4}$$

în care: w_c este rezistența suplimentară care apare la mișcarea în curbe, daN/t sau ‰;

— pentru cale ferată cu ecartament mai mare de 1000 mm, $w_c = \frac{700}{R}$;

— pentru cale ferată cu ecartamentul mai mic sau egal cu 1000 mm și pentru transport auto, $w_c = \frac{400}{R}$.

Raza minimă de curbură, R, poate fi:

— pentru locomotive cu aburi $R = 100-200$ m;

— pentru locomotive electrice $R = 100$ m;

— pentru autovehicule $R = 20-30$ m.

7. Se calculează înălțimea rampei h_c(m), corespunzătoare curbei, cu formula:

$$h_c = \frac{l_c \cdot i_c}{1000} \quad [\text{m}] \tag{8.5}$$

8. Se determină înălțimea h_p (m), corespunzătoare rampei caracteristice (pantei principale), cu formula:

$$h_p = h - (h_r + h_c) \ [\text{m}] \tag{8.6}$$

9. Lungimea traseului cu rampa caracteristică l_p (m), referitor la o singură treaptă, va fi:

$$l_p = \frac{1000\,h_p}{i_p} \quad [\text{m}] \tag{8.7}$$

10. Lungimea reală L_r (m) a segmentului traseului între două trepte alăturate este:

$$L_r = l_r + l_p + l_c \ [\text{m}] \tag{8.8}$$

Pentru calcule aproximative, lungimea reală a traseului se poate determina cu ajutorul coeficientului de alungire K, folosindu-se relația:

$$L_r = K \cdot L \ [\text{m}] \tag{8.9}$$

Valorile coeficientului de alungire K sînt date, în funcție de tipul transportului, în tabelele XX.38 și XX.39.

Tabelul XX.38

Valorile aproximative ale coeficientului de alungire a traseului K, la transportul pe cale ferată

Felul tranșeelor	Coeficientul K
Exterioare	1,10—1,20
Interioare cu racordarea la orizonturile de lucru:	
— cu pantă principală	1,15—1,30
— cu pantă lină	1,25—1,30
— cu platforme	1,40—1,60

Tabelul XX.39

Valorile aproximative ale coeficientului de alungire a traseului K, la transportul auto

Drumul auto	Coeficientul K, la panta drumului [‰]			
	40	60	80	100
Cu acces simplu	1,05	1,10	1,15	1,20
Cu acces în buclă cu curbă circulară interioară	1,10	1,15	1,25	1,40
Cu acces în buclă cu curbă circulară exterioară (serpentină)	1,30	1,50	1,80	2,30

Forma în plan a traseelor tranşeelor exterioare este aproape întotdeauna simplă (rectilinie sau curbilinie). Din această cauză, coeficientul de alungire a traseelor tranşeelor exterioare este în majoritatea cazurilor de valoare mică.

În cazul tranşeelor interioare, traseele acestora sînt influenţate de forma şi dimensiunile zăcămîntului, ce determină la rîndul lor poziţia marginilor carierei pe care trece traseul.

Lungimea reală totală a traseului unei tranşee, L_{rt}, corespunzătoare adîncimii H a carierei pentru o valoare determinată a pantei principale i_p (‰), este:

$$L_{rt} = K \frac{1000\,H}{i_p} \quad [\text{m}] \tag{8.10}$$

unde:

$$K = \frac{L_{rt}}{L_t} = \frac{L_t + \Delta L_{rt} + \Delta L_{ct}}{L_t} \tag{8.11}$$

L_t este lungimea teoretică totală a tranşeei:

$$\Delta L_{rt} = n \cdot l_r \left(1 - \frac{i_r}{i_p}\right) \quad [\text{m}] \tag{8.12}$$

ΔL_{rt} este creşterea totală a lungimii de traseu, considerînd reducerea pantei;
n — numărul porţiunilor de racordare;
l_r — lungimea porţiunilor de racordare;
i_p, i_r — panta principală şi cea redusă, ‰;
ΔL_{rc} este creşterea totală a lungimii de traseu ca urmare a micşorării pantei în curbă:

$$\Delta L_{rc} = n \cdot l_c \left(1 - \frac{i_c}{i_p}\right) \quad [\text{m}] \tag{8.13}$$

l_c este lungimea curbei de legătură.

Semnificaţia celorlalte notaţii este aceeaşi ca şi în relaţiile anterioare.

Lungimea reală totală a traseului tranşeei în raport cu întinderea pe direcţia M a cîmpului minier se poate găsi în următoarele dependenţe: $L_{rt} \lesseqgtr M$.

În cazul cînd $L_{rt} \leqslant M$, traseul începe în întregime pe una din marginile exploatării la zi şi forma lui va fi simplă.

În cazul cînd $L_{rt} > M$ sînt posibile două situaţii:

— traseul este lăsat pe o singură margine a carierei (de obicei pe cea din culcuşul zăcămîntului) şi în acest scop direcţia lui se schimbă de atîtea ori n_1 cît este necesar pentru amplasarea lui completă; valoarea lui n_1 poate fi întreagă sau fracţionară şi se determină cu relaţia:

$$n_1 = \frac{L_{rt}}{M}; \tag{8.14}$$

Segmentele simple ale traseului se unesc prin linii moarte sau înfundate (la transportul feroviar) sau prin bucle cu raze mici de curbură (la transportul auto);

— traseul este trecut de pe o margine pe cealaltă a carierei de atîtea ori n_2 cît este necesar pentru completa lui amplasare. În această situaţie traseul este în serpentină, aşezat, de regulă, pe marginile stabile ale exploatării la zi, valoarea lui n_2 calculîndu-se cu relaţia:

$$n_2 = \frac{L_{rt}}{P} \tag{8.15}$$

în care P este perimetrul cîmpului minier.

Pentru însemnarea traseului pe plan trebuie reprezentată lungimea segmentului L_r a traseului dintre două trepte alăturate la scara S a planului. Această lungime se determină astfel:

$$L'_r = L_r \cdot S \tag{8.16}$$

De obicei, pentru acest lucru sînt folosite planuri la scara 1:5000, unde reliefuL terenului este reprezentat prin curbe de nivel corespunzătoare cotelor viitoarelor trepte ale carierei (fig. XX.95, *a*). În cele mai multe cazuri, ca punct de plecare al traseului se consideră un punct fix la suprafaţă A (fig. 95, *a*). Din acest punct, cu deschizătura

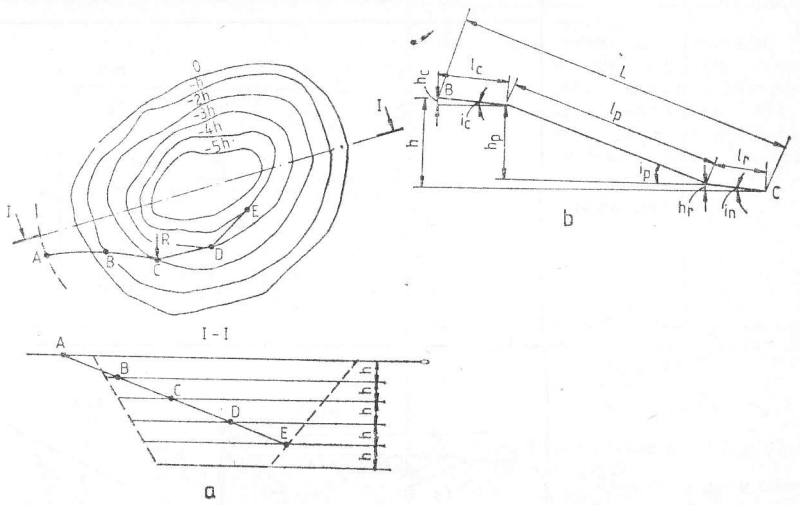
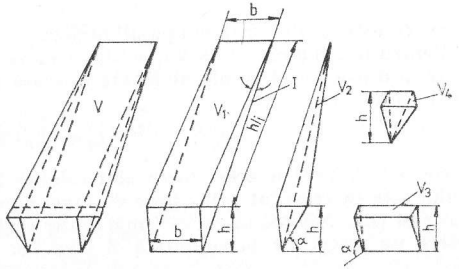
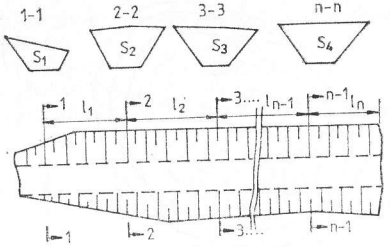
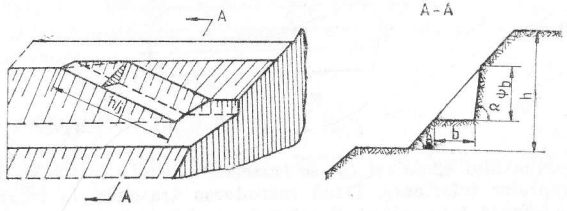


Fig. XX.95. Schemă de trasare a tranşeelor.

compasului egală cu L'_r, se trasează succesiv punctele B, C, D, E situate pe conturul treptelor inferioare. Dacă racordarea traseului la treapta cea mai adîncă trebuie să fie făcută în punctul E, atunci acest punct va fi punctul de plecare pentru trasare. Aceasta se va efectua în mod asemănător primei situaţii, ajungîndu-se la suprafaţă într-un punct A convenabil din punctul de vedere al atacării viitoarei tranşee.

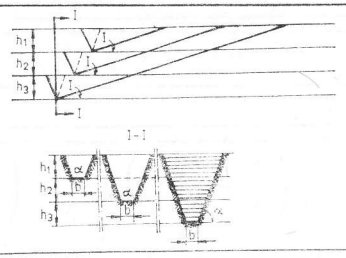
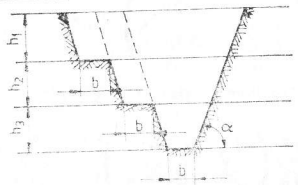
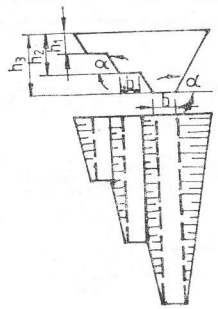
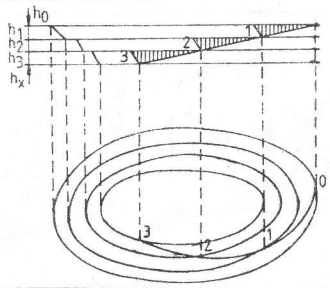
Volumul tranşeelor (semitranşeelor)

Tipul tranşeei (semitranşeei)		Schema de calcul
1		2
Tranşee exterioară individuală	Teren orizontal	
	Relief complicat	
Semitranşee interioară individuală (pantă mare)		

Tabelul XX.40

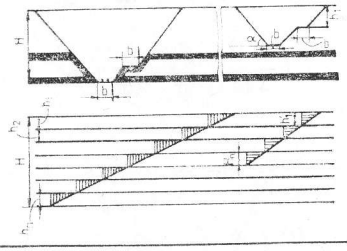
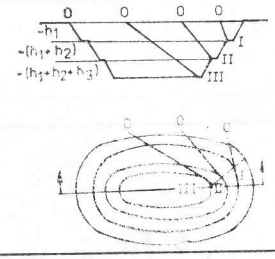
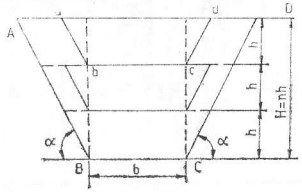
din exploatările la zi

Expresia volumului [m³]	Semnificaţia notaţiilor
3	4
$V_1^{ei} = \frac{h^2}{i_p}\left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3\,\mathrm{tg}\,\alpha}\right) + \frac{h^2}{\mathrm{tg}\,\alpha}\left(\frac{b}{2} + \frac{2h}{3\,\mathrm{tg}\,\alpha}\right)$ [m³] (8.17)	h — înălţimea treptei, m ; b — lăţimea vetrei tranşeei, m ; α — unghiul de taluz al pereţilor tranşeei (grade) ; i_p — panta principală a tranşeei, ‰.
Pentru tranşee cu pante mari relaţia devine : $V_1^{ei} = \frac{h^2}{i_p}\left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3\,\mathrm{tg}\,\alpha}\right)$ [m³] (8.18)	
$V_2^{ei} = \sum_{i=1}^{i=n} \frac{S_i + S_{i+1}}{2} \cdot l_i$ [m³] (8.19)	$S_1 \ldots S_i$ — suprafeţele secţiunilor transversale verticale executate prin tranşee, determinate prin planimetrare, m² ; $l_1 \ldots l_i$ — distanţele între secţiuni verticale transversale alăturate, m.
$V^{ii} = \frac{\psi b^2}{2i_p}\left(h - \frac{\psi b}{3}\right)$ [m³] (8.20)	$\psi = \frac{\mathrm{tg}\,\alpha \cdot \mathrm{tg}\,\beta}{\mathrm{tg}\,\alpha - \mathrm{tg}\,\beta}$ β — unghiul de taluz al versantului sau treptei, grade. Celelalte notaţii sînt identice cu cele din relaţia (8.18).

1		2
Sisteme de tranșee (semitranșee)	a) exterioare individuale	
	b) exterioare comune	
	c) exterioare grupate	
	d) interioare comune	

Tabelul XX.40 (continuare)

3	4
$V_t^{ei} = K\frac{H^2}{i_p}\left(\frac{b}{2}\sum_1^n m_i^2 + \frac{H}{3\operatorname{tg}\alpha}\sum_1^n m_i^3\right) \pm A$ (8.21)	K — coeficientul de alungire a traseului (v. tabelele XX.38 și XX.39) $H = \sum_1^n h_i$ — înălțimea totală a sistemului de tranșee $m_i = \frac{\sum_1^i h_i}{H}$ A — corecția referitoare la influența reliefului terenului; se determină prin metoda secțiunilor verticale transversale paralele; n — numărul orizonturilor deschise de sistemul de tranșee; i_p — panta caracteristică a tranșeei, în miimi.
$V_t^{ec} = K\frac{H^2}{i_p}\left(\frac{b}{2}\sum_1^n m_i^2 + \frac{H}{3\operatorname{tg}\alpha}\right) \pm A$ (8.22)	
$V_t^{eg} = K\frac{H^2}{i_p}\left[\frac{b}{2}\sum_1^n m_i^2 + \frac{H}{3\operatorname{tg}\alpha}(1 + m_x^3)\right] \pm A$ (8.23)	$m_x = \frac{\sum_1^x h_i}{H}$ h_x — înălțimea ultimei trepte deschisă prin grupul suplimentar de tranșee. Celelalte notații sînt specificate la relațiile 8.21 și 8.22.
$V_t^{ie} = K\frac{H^2}{i_p}\left(\frac{b}{2}\sum_1^n r_i^2 + \frac{H}{3\operatorname{tg}\alpha}\sum_1^n r_i^2\right) \pm A$ (8.24)	$r_i = \frac{h_i}{H}$ Celelalte notații sînt cunoscute

1		2
Sisteme de tranşee (semitranşee)	e) interioare grupate	
	f) interioare individuale	
Tranşee de pregătire	Teren orizontal. Tranşee orizontală	

În practică, de multe ori, se întîlnesc condiţii mai complicate de trasare decît cele prezentate mai sus, influenţate de forma şi extinderea zăcămîntului, variaţia unghiului de înclinare a acestuia precum şi de dimensiunile diferite ale treptelor din carieră.

La folosirea instalaţiilor de extracţie cu cale ferată sau cu transportoare cu bandă, apare necesitatea stabilirii unor trasee strict rectilinii.

Volumul tranşeelor. În general, calculul volumelor tranşeelor se efectuează analitic, prin împărţirea acestora în corpuri geometrice a căror volume se stabilesc uşor.

În cazul unui relief al terenului mai complicat se aplică metode aproximative de calcul cum ar fi, de exemplu, *metoda secţiunilor verticale transversale paralele.*

În tabelul XX.40 sînt prezentate expresiile volumelor pentru diferite tipuri de tranşee mai frecvent întîlnite în exploatările la zi.

Tabelul XX.40 (continuare)

3	4
$V_t^{ig} = V_t^{ic} + K\frac{\psi b^2}{2i_p}\left[H\sum_1^{n_1} r_i - n_1\frac{\psi b}{3}\right] \pm A$ (8.25)	n_1 — numărul orizonturilor care se deschid prin grupul suplimentar de semitranşee interioare. Celelalte notaţii sînt cunoscute.
$V_t^{ii} = V_t^{ic} + K\frac{\psi b^2}{2i_p}\left\{[(n-1)r_1 + (n-2)r_2 + \ldots 1 \cdot r_n - 1]\cdot H - \frac{n(n-1)}{2}\cdot\frac{\psi b}{3}\right\} \pm A$ (8.26)	S-au păstrat notaţiile anterioare.
$V = (b + h\,\mathrm{cthg}\,\alpha)\,h$ [m³] (8.27) $V_1 = (b + n\,h\,\mathrm{ctg}\,\alpha)\,n \cdot h$ [m³] (8.28) $V_2 = (b + h\,\mathrm{ctg}\,\alpha)\,n \cdot h$ [m³] (8.29)	$V_1 = V_{ABCD}$ $V_2 = \sum_{i=1}^{i=n} V_{abcd}$

Prezentarea metodelor de deschidere cu lucrări miniere la zi. — *Deschiderea cu tranşee exterioare.* Se foloseşte îndeosebi în cazul zăcămintelor stratiforme cu înclinare mică sau orizontale, de grosime mică sau medie, care se află la adîncime mică, cu roci slabe în descopertă şi cînd utilajul de transport preconizat a se aplica în carieră nu permite pante mari.

Tranşeele exterioare pot fi amplasate pe direcţie sau transversal pe direcţie. Amplasarea transversal pe direcţie este preferată deoarece, în acest caz, este nevoie numai de o singură curbă mobilă pe fiecare treaptă, în timp ce la amplasarea pe direcţie este nevoie de două curbe, una fixă şi alta mobilă.

Tranşeea de deschidere se amplasează pe partea marginii fixe a exploatării la zi — care trece prin aflorimentul zăcămîntului sau prin limitele sale naturale.

— *Deschiderea cu semitranşee interioare.* Metodele de deschidere cu amenajarea semitranşeelor pe trasee interioare se pot aplica în cazul zăcămintelor de orice formă,

dimensiuni şi înclinare, cu descopertă de grosime medie sau mare, atunci cînd relieful terenului înconjurator şi tipul de transport proiectat a se aplica în carieră permit acest lucru. Aceste metode de deschidere se aplică cel mai mult în cazul carierelor cu adîncime mare şi prezintă avantajul că reduc substanţial volumul lucrărilor de săpare.

Amplasarea interioară a tranşeelor este posibilă numai dacă pereţii exploatării la zi sînt constituiţi din roci rezistente şi prezintă stabilitate în timp.

8.1.2. DESCHIDEREA CU LUCRĂRI MINIERE SUBTERANE

Deschiderea prin lucrări subterane se foloseşte în cazuri speciale de exploatare la zi a zăcămintelor de substanţe minerale utile, şi anume a celor situate la înălţime destul de mare pe povirnişuri şi a celor adînci, cînd deschiderea cu tranşee trebuie, sau este practic mai economic, să fie înlocuită prin lucrări subterane. Comparativ cu tranşeele care cer, pentru aceste cazuri, realizarea unor construcţii de artă, în special poduri şi conducte de scurgere, lucrările subterane vor duce la un cost mai redus atît al executării cît şi al transportului sterilului şi utilului din viitoarea carieră.

De obicei, la folosirea deschiderii prin lucrări miniere subterane apare necesitatea săpării şi a unor tranşee speciale pe care să se asigure introducerea în carieră a utilajului cu autopropulsie, transportul cu autovehicule a utilajului fără autopropulsie, transportul pieselor de mare gabarit pentru utilaje etc. Tranşeele speciale au, de obicei, pante destul de mari, ceea ce se admite din cauza folosirii lor reduse. Aceste tranşee sînt folosite, de asemenea, pentru transportul utilajului la atelierele de reparaţii şi aducerea lui înapoi în carieră.

8.1.3. DESCHIDEREA FĂRĂ TRANŞEE ŞI FĂRĂ LUCRĂRI MINIERE SUBTERANE

Deschiderea fără tranşee şi fără lucrări miniere subterane se foloseşte în cazul exploatării la zi a zăcămintelor de extindere mică şi adîncime mare, constituite din substanţe minerale tari şi foarte tari, respectiv cu pereţi abrupţi cum sînt carierele de marmură sau alte materiale de construcţii ce se extrag în blocuri, cînd pentru transportul materialelor extrase din treptele de lucru pînă la suprafaţă se folosesc macarale puternice sau instalaţii cu cabluri aeriene.

De asemenea, deschiderea fără lucrări miniere se aplică şi în cazul cînd descoperta şi zăcămîntul de substanţă minerală utilă sînt de slabă consistenţă şi nu poate fi asigurată stabilitatea lucrărilor necesare organizării şi transportului cu agregate de mare capacitate şi productivitate.

Deschiderea fără utilizarea lucrărilor miniere prezintă următoarele avantaje esenţiale: lipsa cheltuielilor pentru săparea lucrărilor miniere de deschidere a zăcămîntului; posibilitatea pregătirii în scurt timp a exploatării zăcămîntului; lipsa transportului dificil din interiorul exploatării etc.

Folosirea deschiderii totale fără lucrări miniere, adică pentru întregul cîmp de exploatare la zi, îşi pierde în prezent din ce în ce mai mult domeniul de aplicare, din cauza productivităţii reduse a instalaţiilor folosite la încărcare, ridicare şi transport, care nu mai corespund condiţiilor moderne de lucru. În afară de aceasta, instalaţiile moderne de transport la suprafaţă dispun de mijloace mai puternice, mai perfecţionate şi mai economice, care satisfac condiţiile de folosire raţională a acestora în exploatările la zi.

8.1.4. METODE COMBINATE DE DESCHIDERE

Prin combinarea a două sau mai multe elemente ale metodelor de bază expuse mai sus rezultă noi metode corespunzătoare condiţiilor variate de prezentare a zăcămintelor în scoarţa terestră. Metodele combinate de deschidere sînt foarte răspîndite deoarece asigură folosirea cît mai eficace a condiţiilor locale, iar numărul diferitelor combinaţii a metodelor principale de deschidere analizate poate fi foarte mare.

8.2. DESCHIDEREA ZĂCĂMINTELOR DEZVOLTATE DEASUPRA TERENULUI ÎNCONJURĂTOR

În cazul zăcămintelor dezvoltate deasupra reliefului terenului înconjurător, deschiderea trebuie efectuată de la început pentru toată perioada de activitate a carierei, întrucît exploatarea zăcămîntului se face de sus în jos.

Deschiderea zăcămintelor dezvoltate deasupra nivelului terenului înconjurător se poate face prin lucrări miniere la zi, prin lucrări miniere subterane sau combinat prin lucrări la zi şi subterane.

8.2.1. DESCHIDEREA PRIN LUCRĂRI MINIERE LA ZI

De obicei, deschiderea zăcămintelor dezvoltate deasupra reliefului terenului înconjurător se face prin semitranşee în pantă, cu profil simplu sau complex, cu traseul în unghi ascuţit, cu bucle de întoarcere, în spirală sau combinat, în funcţie de condiţiile de exploatare, de amplasarea orizonturilor de lucru ale zăcămîntului, de forma reliefului şi tipul transportului utilizat.

Semitranşeele permanente sînt executate în afara conturului zăcămîntului şi, aşa după cum s-a arătat, au traseul complex, în unghi ascuţit, cu bucle de întoarcere şi, mai rar, în spirală.

8.2.2. DESCHIDEREA PRIN LUCRĂRI MINIERE SUBTERANE

Lucrările miniere subterane mai des întrebuinţate pentru deschiderea zăcămintelor dezvoltate deasupra reliefului terenului înconjurător sînt galeriile de coastă şi suitorile şi mai puţin puţurile verticale şi cele înclinate.

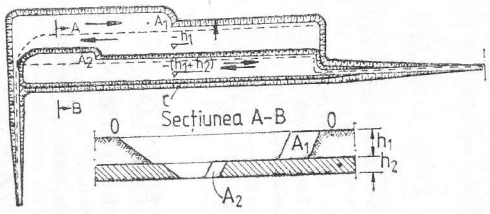
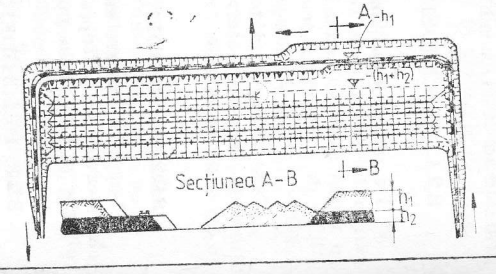
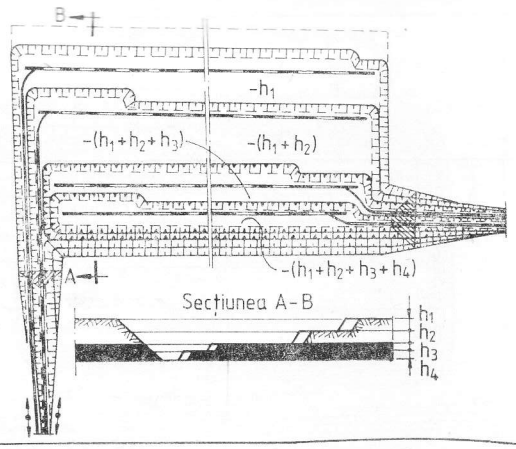
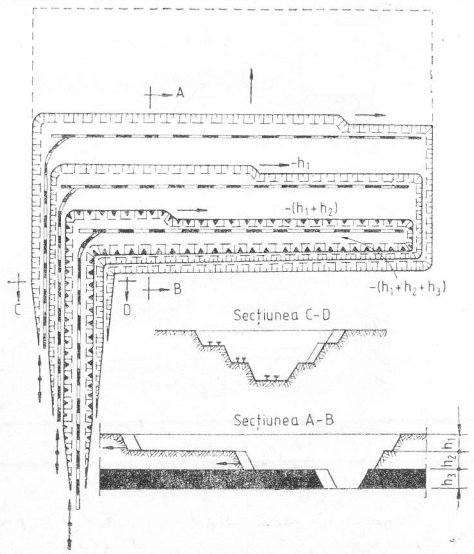
8.2.3. DESCHIDEREA COMBINATĂ PRIN LUCRĂRI MINIERE LA ZI ŞI SUBTERANE

Deschiderea combinată se aplică la zăcăminte puternic dezvoltate, în plan şi pe verticală, şi în cazul terenurilor accidentate. Pentru deschiderea zăcămîntului se folosesc semitranşee şi diferite lucrări miniere subterane.

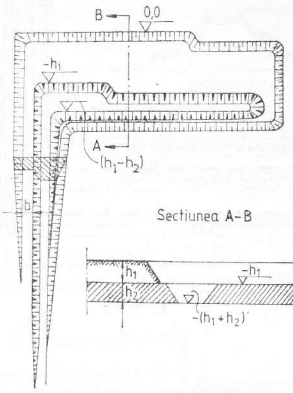
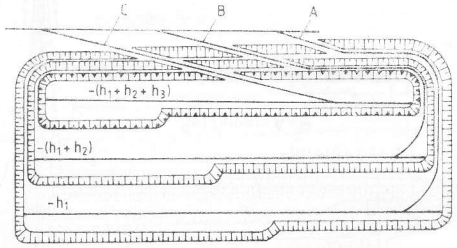
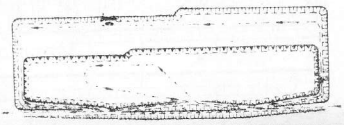
În tabelul 41 este făcută prezentarea detaliată a metodelor, variantelor şi subvariantelor de deschidere întîlnite mai des în exploatarea la zi.

Tabelul XX. 41

Prezentarea metodelor de deschidere a zăcămintelor în vederea exploatării la zi

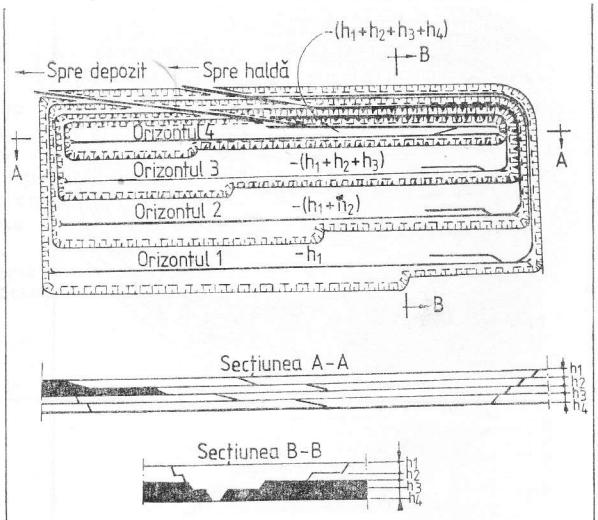
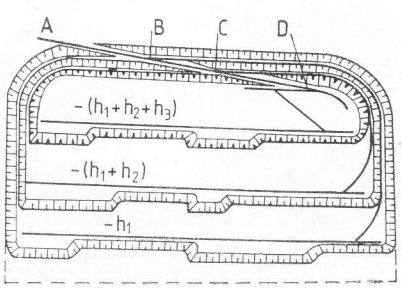
Metode de deschidere din cadrul grupei	Variante ale metodelor de deschidere	Subvariante ale metodelor de deschidere	Reprezentarea schematică a variantei sau subvariantei de deschidere	Condiții de aplicare, avantaje și dezavantaje ale variantelor de deschidere
1	2	3	4	5
A. *Deschiderea zăcămintelor dezvoltate sub nivelul terenului înconjurător*				
tranșee exterioare	a. Deschiderea cu tranșee exterioare individuale	Deschiderea cu tranșee exterioare individuale simple		*Zăcăminte stratiforme, de grosime și înclinare mică, copertă subțire formată din roci slabe.* Punctele de amplasare a tranșeelor sînt condiționate de : — poziția haldelor de steril și a depozitelor de util ; — obținerea unui volum maxim a lucrărilor de săpare ; — respectarea înclinării maxime admise pentru tipul de transport utilizat în carieră. Avantaje : metode de deschidere simple, asigură un transport în bune condiții pe toată durata exploatării. Dezavantaje : cheltuieli mari pentru săparea lucrărilor miniere.
		Deschiderea cu tranșee exterioare individuale conjugate		
Metode de deschidere cu	1. Deschiderea cu	b. Deschiderea cu tranșee exterioare grupate	Deschiderea cu tranșee exterioare grupate simple		*Zăcăminte medii sau groase, relativ adînci, de înclinare mică sau orizontale.* Alegerea punctului de grupare a tranșeelor se face în funcție de necesitățile exploatării, în așa fel ca să fie asigurată o bună organizare a transportului. Avantaje : pot asigura o bună organizare a transportului, se reduce volumul lucrărilor comparativ cu variantele de deschidere cu tranșee exterioare individuale. Dezavantaje : volum mare a lucrărilor de săpare pentru realizarea grupurilor de tranșee ; volum de lucrări mai mare decît în cazul variantelor de deschidere cu tranșee comune.
			Deschiderea cu tranșee exterioare grupate comune		

Tabelul XX.41 (continuare)

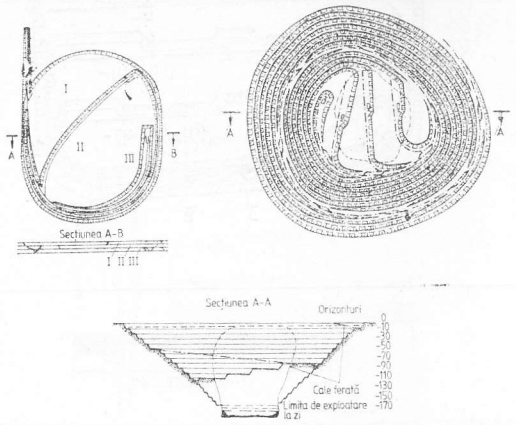
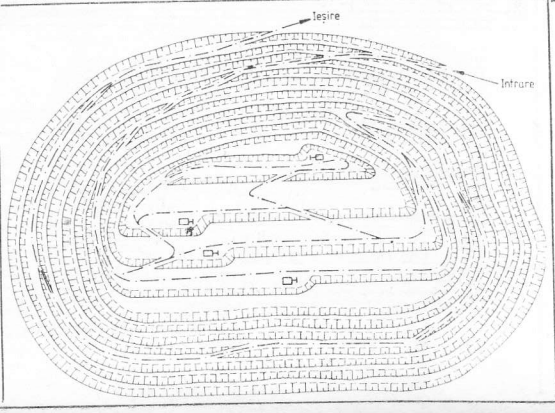
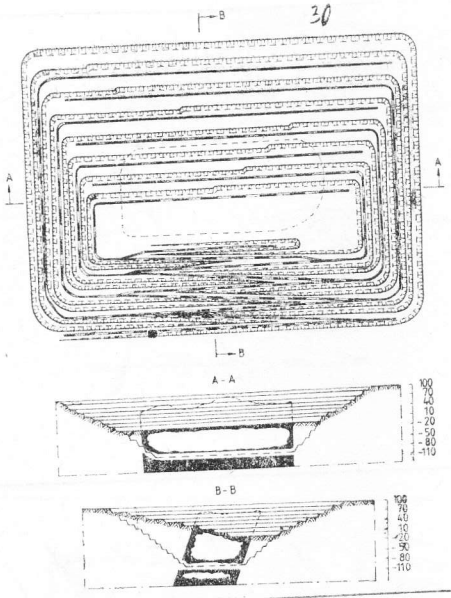
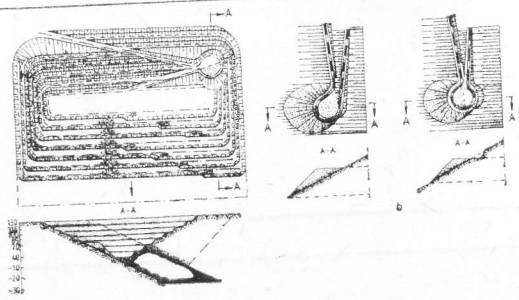
0	1	2	3	4	5
lucrări miniere la zi	interio are	c. Deschiderea cu tranşee exterioare comune (generale)	Deschiderea cu tranşee exterioare comune simple		*Zăcăminte de grosime mică sau medie, cu înclinare mică şi copertă de grosime mică sau medie.* Cînd punctele de descărcare a sterilului şi utilului se află în aceeaşi direcţie de transport sau cînd morfologia regiunii o impune. Avantaje : cel mai mic volum de lucrări dintre toate variantele de deschidere cu tranşee exterioare. Organizarea bună a transportului. Dezavantaje : amenajarea unei platforme complexe de recepţie şi dirijare a încărcăturilor ieşite din carieră.
		a. Deschiderea cu semitranşee interioare individuale	Deschiderea cu semitranşee interioare individuale simple		*Zăcăminte de grosime medie şi mare, cu înclinare mică şi foarte mică şi o copertă de grosime mare.* Avantaje : permit o bună organizare a transportului ; volum mic al lucrărilor de săpare comparativ cu deschiderea cu tranşee exterioare. Dezavantaje : necesitatea existenţei unor roci stabile pe flancul de culcuş al zăcămîntului, acolo unde se sapă semitranşeele.
			Deschiderea cu semitranşee interioare individuale conjugate		

Metode de deschidere cu

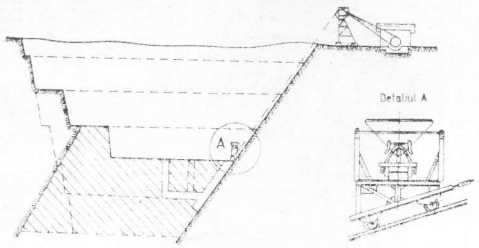
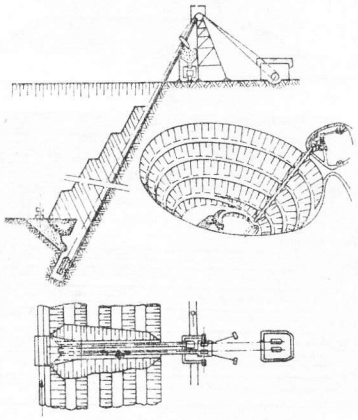
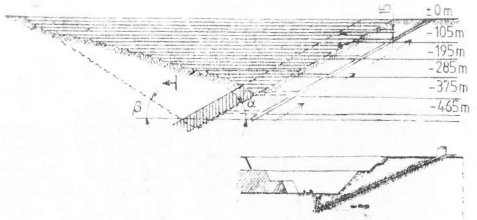
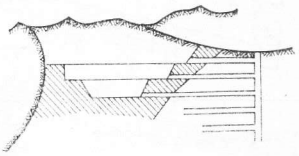
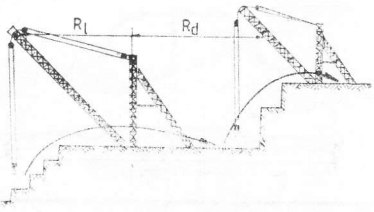
2. Deschidere cu semitranşee

b. Deschiderea cu semitranşee interioare grupate	Deschiderea cu semitranşee interioare grupate simple		*Zăcăminte orizontale sau uşor înclinate de grosime mare, cu coperta de grosime mare.* Avantajele şi dezavantajele sînt cele corespunzătoare variantelor de deschidere cu tranşee exterioare grupate.
	Deschiderea cu semitranşee interioare comune cu traseu rectiliniu		*Zăcăminte stratiforme orizontale sau puţin înclinate cu copertă de grosime medie sau mare, cînd punctele de descărcare a sterilului şi utilului se află în aceeaşi direcţie de transport.* Avantaje : volum mic al lucrărilor de săpare pentru deschiderea tuturor orizonturilor. Dezavantaje : organizarea dificilă a transportului pe prima porţiune de semitranşee şi la suprafaţă.

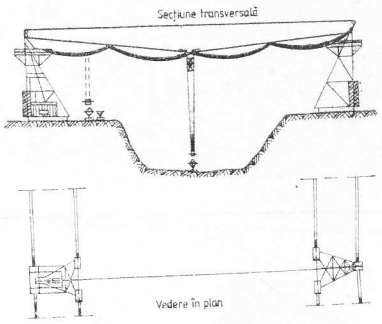
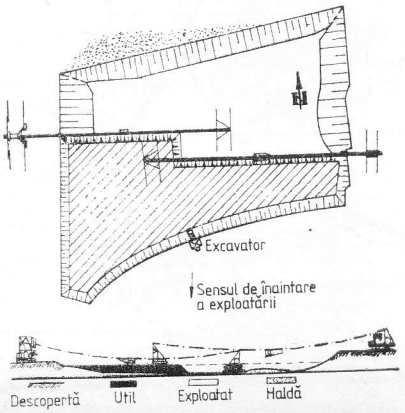
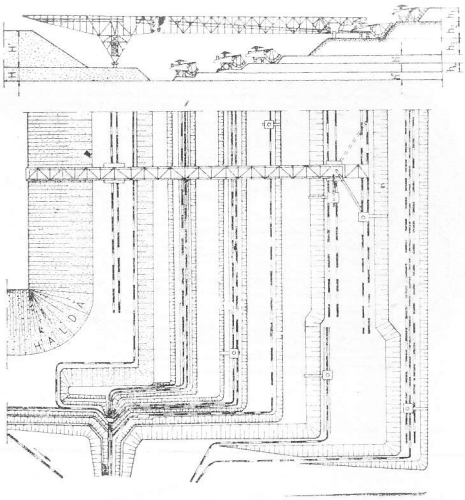
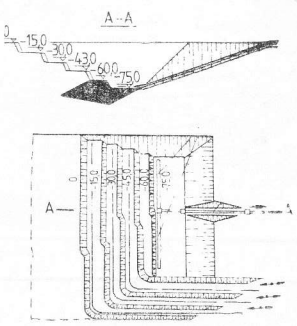
Tabelul XX.41 (continuare)

0	1	2	3	4	5
lucrări miniere la zi	semitranșee interioare	c. Deschiderea cu semitranșee interioare comune generale	Deschiderea cu semitranșee interioare comune cu traseu în spirală		*Zăcăminte cu contur circular, eliptic sau variat, cu extindere mare în adîncime și la suprafață, de înclinare variabilă, cu coperiă groasă.* Avantaje : continuitatea circulației și orgaizarea simplă a acesteia ; capacitate mare de transport ; săparea este ieftină ; posibilitatea extragerii simultane a mai multor trepte de steril și util. Dezavantaje : durata mare de deschidere și de pregătire a zăcămîntului ; lungimea mare a căilor de transport mărește timpul de transport și costul transportului.
			Deschiderea cu semitranșee interioare comune cu traseu pentru transport în sens unic		*Zăcăminte sub formă de depozite și zăcăminte cu contur circular sau eliptic.* Avantaje : organizare bună a transportului ; capacitate mare de transport. Dezavantaje : întreținerea unor drumuri lungi de transport ; volum mare a lucrărilor de deschidere (două lucrări și de intrare și ieșire din carieră).
Metode de deschidere cu	2. Deschidere cu		Deschiderea cu semitranșee interioare comune cu traseu în unghi ascuțit		*Zăcăminte de grosime mare sau medie, cu extindere mare pe direcție și de înclinare mare sau medie.* Avantaje : aplicarea la orice formă de zăcămînt și condiții de suprafață ; volum mic al lucrărilor de săpare ; posibilitate de exploatare simultană a mai multor orizonturi. Dezavantaje : lungime de traseu mare datorită porțiunilor înfundate sau buclelor de întoarcere ; necesitatea de a opri mijloacele de transport sau a reduce viteza datorită schimbării de direcție.
			Deschiderea cu semitranșee interioare comune cu buclă de întoarcere		

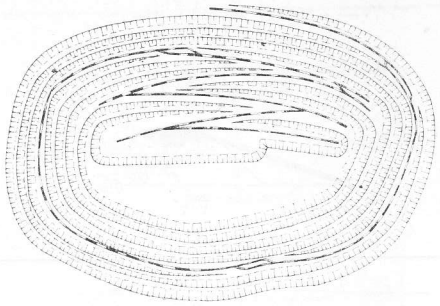
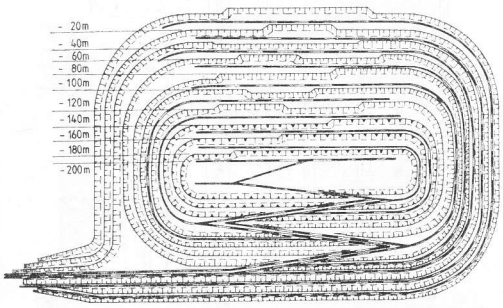
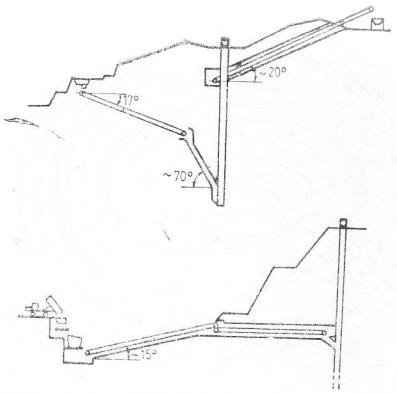
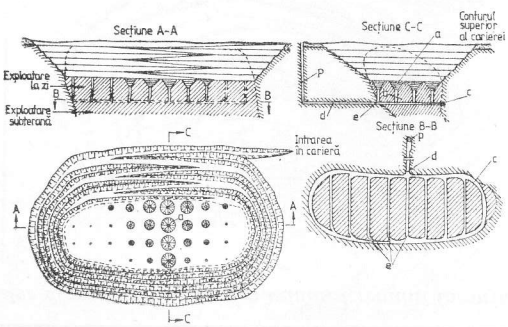
Tabelul XX.41 (continuare)

0	1	2	3	4	5
II. lucrări miniere subterane	plane înclinate	a. Deschiderea cu plane înclinate pentru extracția cu vagoane obișnuite ($\alpha < 5°$) sau așezate pe platforme ($\alpha \leqslant 20°$)	—		*Zăcăminte de orice natură, de grosime și înclinare mare sau medie ce se extrag, de obicei, parțial prin lucrări la zi.* Grosimea formațiunilor aluvionare mică. Atunci cînd există posibilitatea plasării planelor înclinate în culcușul zăcămîntului. Durată îndelungată de existență a orizonturilor de lucru. Avantaje : posibilitatea extragerii de la o adîncime mare cu o productivitate înaltă ; utilizarea vagonetelor de orice capacitate ; volum mic al descopertărilor suplimentare ; posibilitatea folosirii mai multor instalații de extracție. Dezavantaje : oprirea lucrărilor de extracție în timpul adîncirii planelor înclinate ; limitarea producției extrase ; construirea unei stații de recepție superioară și a uneia inferioare.
		b. Deschiderea cu plane înclinate amenajate pentru extracția cu sthipuri ($\alpha > 20°$)	—		
Metode de deschidere cu	1. Deschiderea cu	c. Deschidere cu plane înclinate amplasate în afara conturului final al carierei, pentru extracția cu benzi auto sau cu schip.	—		Pentru cazul transportului cu bandă menționăm ca avantaje și dezavantaje : Avantaje : utilajul întrebuințat pentru transport este relativ simplu ; productivitate mare ; deservire simplă. Dezavantaje : transport greu a bucăților mari de rocă ; rocile argiloase se lipesc de bandă, rocile abrazive uzează prematur banda ; necesitatea construirii unor puncte de încărcare și descărcare a benzilor etc.
	2. Deschiderea cu puțuri verticale și galerii transversale de treaptă				*Zăcăminte groase puternic dezvoltate pe verticală.* Avantaje : eliminarea traseelor lungi de la suprafață. Dezavantaje : volum mare de lucrări subterane și limitarea producției extrase.
III.	1. Transportul rocilor utile cu ajutorul macaralelor puternice	a. Instalații tip macara	—		*Zăcăminte de extindere mică și adîncime mare, constituite din substanțe minerale tari și foarte tari sau cînd coperta și utilul sînt de slabă consistență, neputîndu-se asigura stabilitatea necesară pentru vehicularea unor agregate de mare capacitate.*

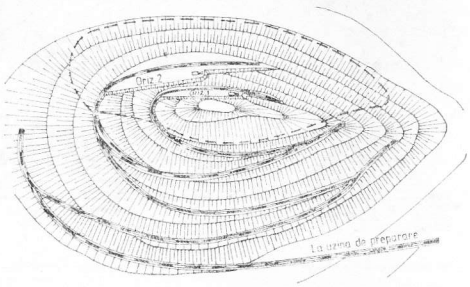
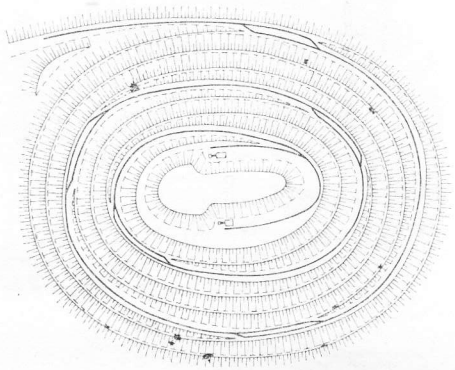
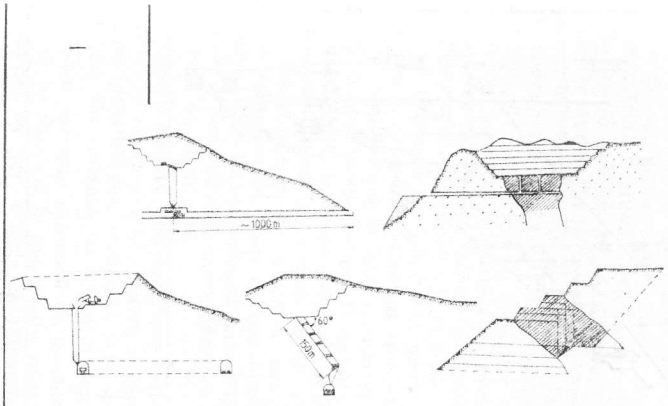
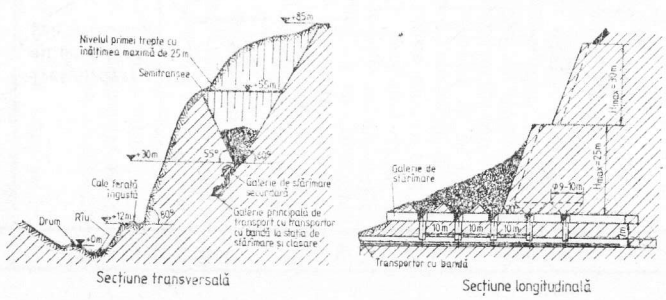
Tabelul XX.41 (continuare)

0	1	2	3	4	5
Metode de deschidere fără tranşee şi fără lucrări miniere subterane	2. Transportul rocilor utile cu ajutorul instalaţiilor cu cabluri aeriene	b. Instalaţii cu cabluri aeriene prevăzute cu graifăre sau cîrlige	—		Avantaje : lipsa cheltuielilor pentru săparea lucrărilor miniere de deschidere ; posibilitatea pregătirii în scurt timp a exploatării ; transport uşor în interiorul exploatării etc. Dezavantaje : productivităţi reduse ale instalaţiilor de încărcare, ridicare şi transport.
		c. Excavare cu o cupă mobilă	—		
IV. Metode combinate de deschidere	1. Deschiderea cu lucrări miniere la zi	a. Deschiderea cu tranşee a treptelor de util şi fără tranşee a celor de steril			*Zăcăminte stratiforme orizontale sau de înclinare mică, cu copertă de grosime mare.* Avantaje : volum mic a lucrărilor de deschidere. Dezavantaje : organizarea grea a transportului pe tranşeea de deschidere a treptelor de util.
		b. Deschiderea cu semitranşee a treptelor de steril şi tranşee exterioare a treptelor de util			*Zăcăminte dezvoltate sub formă de strat cu grosimi medii şi mari şi cu înclinări medii şi mari.* Coperta zăcămîntului de grosime mare. Zăcăminte cu rezerve reduse, care se vor exploata cu mare intensitate. Avantaje : asigură folosirea cît mai eficientă a condiţiilor locale ; organizare bună a activităţilor şi capacitate mare de transport. Dezavantaje : un număr mare şi diferit de lucrări miniere în carieră.

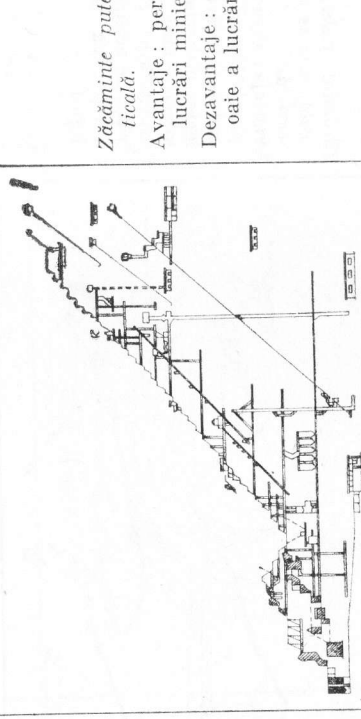
Tabelul XX.41 (continuare)

0	1	2	3	4	5
deschidere combinate	1. Deschiderea cu lucrări miniere la zi	c. Deschiderea cu semitranșee interioare cu tranșee combinate	Deschiderea prin combinarea traseului în spirală cu cel în unghi ascuțit.		*Zăcăminte dezvoltate pe verticală sub formă de stock și zăcăminte groase de înclinare medie și mare.* Metoda prezintă avantajele și dezavantajele celor două metode de bază combinate.
		d. Deschiderea cu semitranșee interioare grupate a treptelor superioare și cu semitranșee interioare comune a treptelor interioare	Deschiderea cu semitranșee interioare grupate (cu traseu simplu) a treptelor superioare și cu semitranșee interioare comune (cu traseu în unghi ascuțit) a treptelor inferioare.		Idem punctele b și c.
Metode de	2. Deschiderea combinată cu lucrări miniere subterane	a. Deschiderea prin folosirea unui complex de lucrări miniere subterane (galerii de coastă, plane înclinate puțuri verticale, suitoare etc.)	—		*Zăcăminte care se găsesc în situații nefavorabile privind așezarea, modul de prezentare și relieful terenului înconjurător.* Avantaje : eliminarea traseelor lungi și costisitoare de la suprafață. Dezavantaje : lucrări subterane diferite, transport greoi.
	3. Deschiderea combinată cu lucrări miniere la zi și subterane	a. Deschiderea cu semitranșee interioare a părții superioare a zăcămîntului și prin lucrări miniere subterane (puț vertical, galerii și rostogoluri) a părții inferioare			*Zăcăminte sub formă de stock-uri și depozite.* Aceste metode de deschidere prezintă aceleași avantaje și dezavantaje pe care le au și celelalte metode din cadrul grupei de metode de deschidere combinate.

Tabelul XX.41 (continuare)

0	1	2	3	4	5
I.	B. *Deschiderea zăcămintelor dezvoltate deasupra nivelului terenului înconjurător*				
Metode de deschidere cu lucrări miniere la zi	1. Deschiderea cu semitranşee	a. Deschiderea cu semitranşee cu traseu în unghi ascuţit			*Zăcăminte sub formă de depozite sau stock-uri.* Avantaje : se foloseşte un singur mijloc de transport şi este asigurată o capacitate mare de transport. În cazul variantei b există o continuitate a circulaţiei. Dezavantaje : cheltuieli mari de investiţii şi de exploatare şi, de asemenea, cu durată mare de deschidere şi pregătire a zăcământului
		b. Deschiderea cu semitranşee cu traseu în spirală			
II.					
Metode de deschidere cu lucrări miniere subterane	1. Deschiderea cu galerii de coastă şi suitori	—			*Zăcăminte puternic dezvoltate pe verticală, care se vor exploata parţial în carieră.* Avantaje : organizare simplă ; evacuare gravitaţională a materialului ; cost redus al încărcării utilajului ; extragerea ultimelor trepte fără necesitatea descopertării. Dezavantaje : condiţii de lucru cu pericol de accidente (căderi în rostogol, înţepenirea şi îngheţarea materialului).
III.					
Metode de deschidere combinate	1. Deschiderea combinată cu lucrări miniere la zi şi lucrări miniere subterane	a. Deschiderea cu semitranşee şi diferite lucrări subterane	Deschiderea cu semitranşee şi galerii de transport		*Zăcăminte puternic dezvoltate în plan şi pe verticală. Relief accidentat.* Avantaje : permite adaptări în funcţie de condiţiile locale. Dezavantaje : lucrări diferite, organizare greoaie, costuri ridicate.

Tabelul XX.41 (continuare)

0	1	2	3	4	5
Metode de deschidere combinate	1. Deschiderea combinată cu lucrări miniere la zi și lucrări miniere subterane				
		b. Deschiderea cu un complex de lucrări miniere subterane	Deschiderea cu semitranșee și tunele		*Zăcăminte puternic dezvoltate pe verticală.* Avantaje: permite folosirea diverselor lucrări miniere subterane. Dezavantaje: organizare destul de greoaie a lucrărilor.

8.3. ALEGEREA METODELOR DE DESCHIDERE

Pentru deschiderea unui anumit zăcămînt pot fi aplicate diferite metode, variante și subvariante. Alegerea definitivă a uneia dintre metodele de bază sau combinate de deschidere trebuie să fie legată de tipul de transport proiectat și se justifică pe baza comparării tehnico-economice a metodelor și variantelor raționale de deschidere posibile de aplicat.

Proiectarea deschiderii pe baza comparării variantelor constă în următoarele: pentru zăcămîntul luat în studiu se alcătuiesc cîteva scheme de deschidere raționale din punct de vedere tehnic. În continuare se determină, pentru fiecare variantă luată în studiu, cheltuielile capitale și de exploatare pe toată durata de activitate a carierei.

Se alege pentru aplicare acea variantă la care suma cheltuielilor generale de deschidere raportate la tona de producție sînt minime și care asigură termenul cel mai scurt de intrare în exploatare a carierei. Pentru simplificarea calculelor se va ține seama de următoarele reguli principale:

— Înainte de a se trece la calculele economice, vor fi apreciate cît mai exact avantajele tehnice și dezavantajele variantelor de deschidere ce intră în comparație și concordanța lor cu condițiile concrete de zăcămînt.

— Se vor lua în considerare numai cheltuielile principale, adică acele cheltuieli a căror mărime relativă va fi însemnată; cheltuieli ce diferă puțin de la o variantă la alta nu se vor lua în considerare.

— Se vor compara separat cheltuielile de investiții și separat cheltuielile de exploatare; de cheltuieli de investiții capitale aparțin cheltuielile legate de construcțiile de la suprafață și săparea lucrărilor capitale, iar de cheltuielile de exploatare aparțin cheltuielile de întreținere a lucrărilor miniere, transport, extracție etc.

— La calculul cheltuielilor de investiții capitale este necesar să se compare în mod separat cheltuielile inițiale și cheltuielile pe viitorii ani (cheltuieli de viitor).

Pentru fiecare variantă trebuie să se determine perioada de punere în funcțiune a carierei (perioada de intrare în producție). Diferențele de cheltuieli după variante se exprimă în procente. De obicei, se consideră că precizia calculelor nu depășește 90%. Din acest motiv, dacă în final rezultatul comparării economice nu va diferi mai mult de 10%, atunci variantele pot fi considerate ca egale. Dacă diferența dintre variante nu depășește 10%, se va da prioritate acelei variante de deschidere care va corespunde mai bine din punct de vedere tehnic și care necesită un minimum de investiții și asigură timpul minim de intrare a carierei în producție.

De asemenea, se poate calcula durata de recuperare a investițiilor din beneficiu. În situația cînd într-o variantă investițiile nu pot fi recuperate în toată durata de exploatare a perimetrului, se consideră că varianta respectivă trebuie exclusă din competiție încă de la început.

În unele situații mai complexe investițiile sînt mai mari, în schimb cheltuielile de exploatare sînt mai mici; pentru alegerea variantei optime, se calculează în cîți ani sporul de investiții este recuperat prin sporul de beneficiu (reducerea cheltuielilor de exploatare) din varianta cu investiții mai mari și costuri mai mici.

Pentru varianta rațională de deschidere este indicat ca poziția tranșeei de deschidere să fie studiată în mai multe variante de amplasament. La fiecare variantă de amplasament se vor analiza următoarele aspecte caracteristice:

— volumul tranșeei de deschidere și respectiv valoarea de investiții, inclusiv lucrările de asecare și alte lucrări anexe necesare în această fază; accesul în tranșeea de deschidere pentru transportul descopertei provenite de la excavarea tranșeei, și

pentru aducerea utilajelor ce vor lucra la deschidere; corelația dintre poziția tranșeei de deschidere și fluxul tehnologic de exploatare; în legătură cu aceasta se va acorda o atenție deosebită stabilirii căilor de transport pentru util și steril rezultat în pro-

Tabelul XX.42

Comparația variantelor privind amplasamentul tranșeei de deschidere și a metodelor de exploatare posibile de aplicat

Nr. crt.	Specificație	U.M.	Varianta I	Varianta II	Varianta III
	I. *Tranșeea de deschidere*		Variante de amplasament		
1	Amplasament (orientare față de perimetru)	—			
2	Volum de excavare	mii m³			
3	Raport mediu de descopertare în cuprinsul tranșeei de deschidere	m³/t			
4	Valoarea de investiții pentru deschiderea perimetrului, din care :	mil. lei			
	— excavarea și asecarea tranșeei de deschidere	mil. lei			
	— utilaje pentru tranșeea de deschidere	mil. lei			
	— alte investiții necesare la deschidere	mil. lei			
	II. *Exploatare*		Variante de lucru		
1	Metoda de exploatare preconizată	—			
2	Rezerva exploatabilă a carierei	mil. t.			
3	Capacitatea de producție	mii t/an			
4	Durata de exploatare	ani			
5	Raportul mediu de descopertare în cuprinsul perimetrului de exploatare	m³/t			
6	Raportul maxim de descopertare	m³/t			
7	Valoarea totală de investiții pînă la atingerea capacității de producție, din care :	mil. lei			
	— investiții pentru deschiderea perimetrului	mil. lei			
	— investiții pentru procesul de exploatare	mil. lei			
	— investiții pentru construcții anexe	mil. lei			
8	Cheltuieli de exploatare, din care :	lei/t			
9	Beneficiu	mil. lei/an			
10	Durata de recuperare a investițiilor din beneficiu	ani			

cesul tehnologic; zonele de protecție a suprafeței (rîuri, căi de comunicație, așezări omenești etc.).

Pentru a obține o imagine clară asupra variantei raționale de amplasament a tranșeei capitale de deschidere se întocmește tabelul 42, cu principalii parametri comparativi, care vor fi stabiliți pe baza calculelor analitice, indicatorilor tarifari și nominali, asimilărilor cu alte cariere sau prin apreciere simplă, datele urmînd a fi confirmate în cadrul proiectării variantei optime.

Analizînd parametrii din tabel se poate stabili și recomanda varianta optimă de amplasament a lucrării capitale de deschidere. Odată hotărîtă varianta și amplasamentul optim, se trece la proiectarea propriu-zisă a lucrărilor de deschidere.

La alegerea metodei de deschidere trebuie luată în considerare, în mod obligatoriu, și metoda de exploatare proiectată a se aplica în carieră conform celor marcate în tabelul 42. În majoritatea cazurilor, problemele de deschidere și de exploatare ale zăcămintelor exploatabile la zi se rezolvă simultan, avînd în vedere faptul că ele sînt strîns legate unele de altele.

9. SĂPAREA TRANȘEELOR

Săparea tranșeelor se face după un proiect de execuție și organizare dinainte stabilit, în care sînt arătate volumele tuturor lucrărilor necesare de executat, planul calendaristic al îndeplinirii lor și indicii tehnico-economici planificați.

În funcție de metoda de săpare întrebuințată pentru săparea tranșeei, procesul de săpare poate fi *ciclic* — în cazul rocilor tari extrase cu explozivi și *continuu* — în cazul rocilor moi extrase direct cu excavatoare sau alte utilaje mecanice folosite în exploatarea la zi.

În primul caz complexele de operații sînt: forarea (perforarea) găurilor de sondă sau de mină, încărcarea cu exploziv a acestora, împușcarea, încărcarea, transportul și depozitarea rocilor extrase. Paralel cu realizarea acestor operații, în funcție de metoda de săpare întrebuințată, mai apare necesitatea montării căilor ferate sau construirii drumurilor de transport și executării lucrărilor de întreținere necesare.

În cel de-al doilea caz, complexele de operații sînt: excavarea și transportul rocilor extrase la care se mai adaugă, în funcție de varianta de săpare aleasă, riparea și prelungirea benzilor de transport, manevre ale excavatorului, lucrări de întreținere etc.

Organizarea lucrului la săparea tranșeelor trebuie să fie orientată spre realizarea unor indicatori tehnico-economici superiori, și se face, în general, după grafice ciclice la întocmirea cărora se au în vedere, în primul rînd, următoarele aspecte ale activității: suprapunerea la maxim a diferitelor operații; realizarea întregului ciclu în 2—3 schimburi; utilizarea rațională a utilajelor din frontul de lucru și de la transport etc. Vitezele de săpare ale tranșeelor variază în funcție de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor, dimensiunile acestora, metoda de săpare aplicată, dotarea tehnică a fronturilor de lucru, organizarea lucrului etc., și sînt cuprinse între 100—250 m/lună.

9.1. METODE DE SĂPARE A TRANȘEELOR

Metodele de săpare a tranșeelor se aleg în funcție de: proprietățile fizico-mecanice ale rocilor; mărimea și forma secțiunii transversale a tranșeei; felul tranșeei – de deschidere, de pregătire sau auxiliară; poziția tranșeei față de căile de acces; lungimea tranșeei; tipul și parametrii de lucru ai utilajului folosit la săpare etc.

La organizarea săpării tranșeelor de deschidere, pe lîngă cele specificate mai sus, mai trebuie să se țină seama de: relieful terenului, modul de transport și depozitare a materialului excavat și distanța necesară de transport.

Metodele de săpare a tranșeelor pot fi clasificate în următoarele patru grupe principale:

I) metode de săpare fără folosirea mijloacelor de transport;
II) metode de săpare cu folosirea mijloacelor de transport;
III) metode de săpare speciale;
IV) metode de săpare combinate.

Indiferent de metoda de săpare aplicată, aceasta trebuie să asigure: securitatea muncii la executarea lucrării, stabilitatea profilului transversal și longitudinal al tranșeei, termenele stabilite pentru săparea ei și un minim de muncă și de cost al acesteia.

9.1.1. METODE DE SĂPARE A TRANȘEELOR FĂRĂ FOLOSIREA MIJLOACELOR DE TRANSPORT

Săparea tranșeelor fără folosirea mijloacelor de transport se aplică acolo unde pe una sau pe ambele berme ale tranșeei se poate depozita întregul volum al materialului extras, fără a fi transportat și depozitat în halde situate la distanțe mari.

Modul de depozitare a materialului extras depinde de relieful terenului, de mărimea tranșeei și felul utilajului întrebuințat la depozitare. În principiu, depozitarea materialului excavat se poate face în trei moduri: *depozitare într-o singură parte; depozitare pe ambele părți; depozitare pe versant pentru amenajarea unei berme de transport.* Alegerea unuia dintre aceste sisteme de depozitare se face în funcție de dezvoltarea fronturilor și de extinderea în viitor a exploatării, în așa fel încît să nu mai fie nevoie de mutarea din loc a materialului odată depozitat.

Pentru săparea tranșeelor, în acest caz, sînt întrebuințate de obicei draglinele și lopețile mecanice cu parametri de lucru mari.

Draglinele cu capacitatea cupei de 3—4 m^3 sînt utilizate la excavare în roci moi, unde nu apare necesitatea întrebuințării lucrărilor de perforare-împușcare.

În roci stîncoase și compacte extragerea se face prin lucrări de perforare-împușcare și apoi materialul este încărcat și depozitat cu ajutorul lopeților mecanice.

În cadrul metodelor de săpare fără folosirea mijloacelor de transport, tranșeea se poate executa excavînd simultan în cîteva sectoare. Coeficientul de folosire a excavatoarelor în timp, în acest caz, poate atinge 0,9—0,95.

La săparea tranșeelor se pot folosi, în general, orice fel de mașini, cu parametri de lucru corespunzători. Din punct de vedere al deplasării sînt de preferat mașini cu sistem de deplasare pe șenile, deoarece acestea se adaptează mai ușor la formele terenului. De asemenea, sînt indicate mașini sau procedee de lucru care nu sînt influențate de intemperii.

Folosirea metodelor de săpare fără transport este posibilă numai în cazul rocilor stabile, care asigură menținerea taluzurilor cu bermele superioare încărcate cu materialul ce a fost excavat.

Metodele fără transport nu necesită o organizare complicată a lucrului, permit folosirea completă și rațională a excavatoarelor și deci obținerea unui cost redus, motive pentru care ele trebuie folosite ori de cîte ori este posibil.

Metodele de săpare fără folosirea mijloacelor de transport se deosebesc, în principal, după felul sau tipul excavatoarelor folosite și după modul de depozitare a materialului excavat.

9.1.2. METODE DE SĂPARE A TRANȘEELOR CU TRANSPORTUL ROCILOR EXCAVATE

În cadrul metodelor de săpare a tranșeelor cu transportul rocilor la halde pot fi întrebuințate ca utilaje de bază excavatoarele lopată mecanică, draglina cu rotor și cupe tăietoare și chiar cele de tip elindă. Dintre aceste tipuri de excavatoare cele mai des întrebuințate sînt excavatoarele lopată mecanică, care pot fi utilizate atît la săparea în roci de tărie mică cît și în cele de tărie mare.

La utilizarea metodelor de săpare cu folosirea mijloacelor de transport se întîlnesc următoarele tipuri de transport: *transportul feroviar* — în cazul volumelor și distanțelor mari de transport; *transportul cu autocamioane* — în cazul volumelor mici de lucrări și a distanțelor medii de transport; *transport continuu cu transportoare cu bandă de cauciuc*, montate pe sol sau pe instalații complexe de format halde — în cazul lucrărilor de volum mare, a distanțelor mici de transport și utilizării excavatoarelor cu acțiune continuă la săpare.

În funcție de lățimea și adîncimea tranșeei, în cazul metodelor de săpare cu folosirea mijloacelor de transport se deosebesc trei scheme principale de săpare: *săparea continuă cu înaintarea frontului simultan pe toată secțiunea tranșeei; săparea tranșeei prin intrînduri într-o felie; săparea prin intrînduri în două și chiar mai multe felii.*

9.1.3. METODE SPECIALE DE SĂPARE A TRANȘEELOR

Din grupa metodelor speciale de săpare a tranșeelor fac parte: *metoda de săpare cu screpere pe roți, metoda de săpare prin împușcări masive* și *metoda de săpare prin hidromecanizare.*

Aceste metode de săpare se aplică în condiții speciale de lucru.

9.1.4. METODE COMBINATE DE SĂPARE A TRANȘEELOR

În cazul volumelor mari de lucrări, a adîncimii mari a tranșeelor și a distanțelor mari de transport se pot aplica metode combinate de săpare cu folosirea mijloacelor de transport pentru feliile inferioare și fără folosirea mijloacelor de transport pentru feliile superioare.

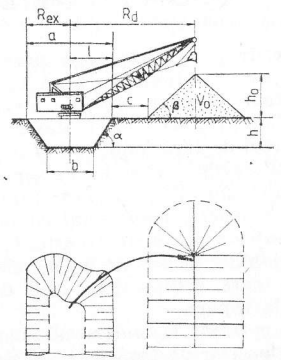
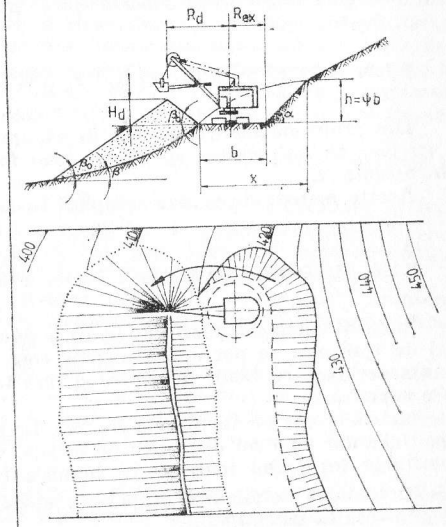
Metodele combinate de săpare pot fi aplicate și în cazul executării tranșeelor într-o felie dar cînd nu dispunem de utilaje cu parametri funcționali care să permită depozitarea întregului material pe bermele tranșeei.

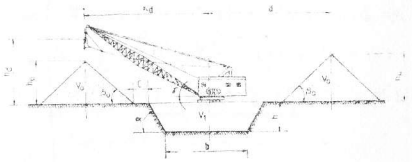
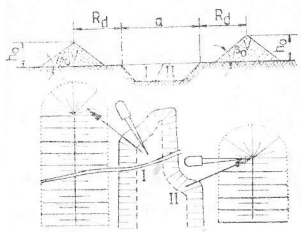
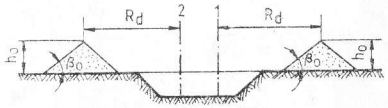
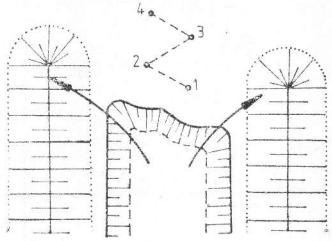
Prezentarea detailată a grupelor metodelor și variantelor de săpare a tranșeelor este cuprinsă în tabelul 43.

Metode și variante de săpare a tranșeelor

Tabelul XX.43

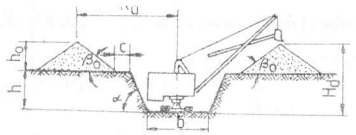
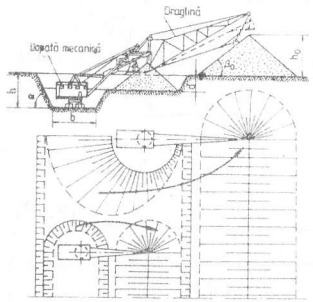
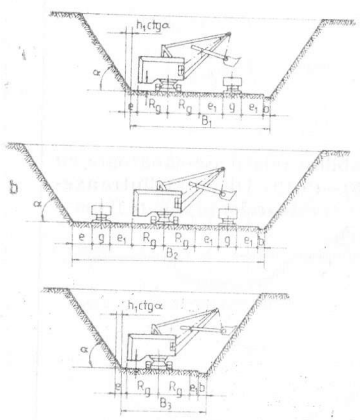
și parametrii geometrici ai acestora

Grupe de metode de săpare	Metode de săpare	Variante de metode de săpare	Reprezentarea schematică a variantei de săpare	Parametrii geometrici ai tranșeelor	Semnificația notațiilor din desene și relații	Condiții de aplicare a metodei de săpare
1	2	3	4		6	7
I Metode de săpare fără folosirea mijloacelor de transport	a. Săparea cu depunerea rocii pe o singură bermă a tranșeei (semitranșeei)	α) Săparea cu utilizarea draglinei		$a = b + 2h \operatorname{ctg} \alpha$ [m] (9.1) $l = a - R_{ex}$ [m] (9.2) $R_d > l + c + h_0 \operatorname{ctg} \beta_0$ [m] (9.3)	b — lățimea la vatră a tranșeei, m; a — lățimea la partea superioară, m; h — înălțimea tranșeei, m; h_0 — înălțimea tranșeei, m; h_0 — înălțimea materialului haldat, m; l — distanța de la centrul draglinei la bordura tranșeei, m; R_e — raza de excavare, m; R_d — raza de descărcare, m; α — unghiul de taluz al pereților tranșeei, grade; β_0 — unghiul de taluz al materialului depozitat, grade; β — unghiul de taluz al versantului, grade; H_d — înălțimea de descărcare a utilajului, m; H_{ex} — adîncimea maximă de excavare, m; c — lățimea bermei de siguranță între bordura tranșeei și marginea materialului haldat ($c = 2-3$ m);	Există posibilitatea depunerii întregului volum de rocă pe una sau pe ambele berme ale tranșeei fără a fi transportat și depozitat în halde. Rocile trebuie să fie stabile, iar utilajele folosite să aibă parametri de lucru mari.
		β) Săparea cu utilizarea excavatorului lopată mecanică (pentru o semitranșee)		$h = \psi b$ [m] (9.4) $H_d \geq b \sqrt{\frac{K \cdot \psi \cdot \zeta}{2 \operatorname{ctg} \beta_0}}$ [m] (9.5) $R_d \geq H_d \operatorname{ctg} \beta_0 + b - R_{ex}$ [m] (9.6) $x = b + h \operatorname{ctg} \alpha$ [m] (9.7)		

1	2	3	4
Metode de săpare fără folosirea mijloacelor de transport	b. Săparea cu depunerea rocii pe ambele berme ale tranșeei	α) Săparea tranșeelor de lățime mică cu utilizarea unei dragline	
		β) Săparea tranșeelor de lățime mare cu utilizarea a două dragline.	
		γ) Săparea tranșeelor de lățime mare cu utilizarea unei singure dragline.	 

Tabelul XX.43 (continuare)

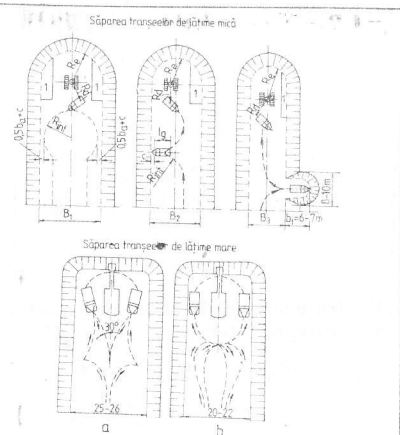
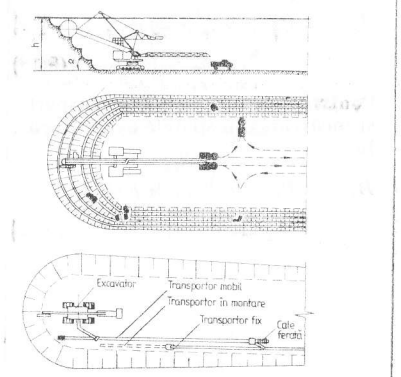
5	6	7
$h \leqslant H_{ex}$ [m] (9.8) $b \leqslant \frac{2V_0 - h^2 K \operatorname{ctg} \alpha}{h \cdot K}$ [m] (9.9) $h_0 \leqslant H_d$ [m] (9.10) $V_0 = \left(R_d - c - \frac{b}{2} - h \operatorname{ctg} \alpha\right)^2 \operatorname{tg} \beta_0$ [m³] (9.11) $R_d \geqslant \frac{b}{2} + h \operatorname{ctg} \alpha + c + h_0 \operatorname{ctg} \beta_0$ [m] (9.12)	V_0 — volumul materialului depozitat, m³; K — coeficient de afinare $\psi = \frac{\sin \alpha \sin \beta}{\sin (\alpha - \beta)}$ $\zeta = \frac{\sin (\beta_0 - \beta)}{\sin (\beta_0 + \beta)}$ d — adîncimea tranșeei săpate cu draglina.	
Se stabilesc relații asemănătoare cu (9.8)—(9.12). Distanța dintre axele excavatoarelor (d) poate fi maximă.		

1	2	3	4
		δ Săparea cu utilizarea excavatorului lopată mecanică.	
		ε) Săpare cu utilizarea a două excavatoare — unul draglină și altul lopată mecanică.	
II	a. Săparea simultană pe întreaga secțiune a tranșeei	α) Săparea cu utilizarea excavatoarelor lopată mecanică și încărcarea inferioară în mijloace de transport feroviare	

Metode de săpare cu transportul rocilor excavate

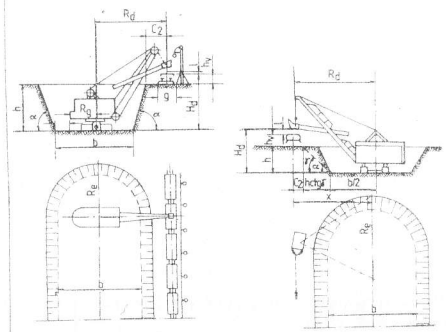
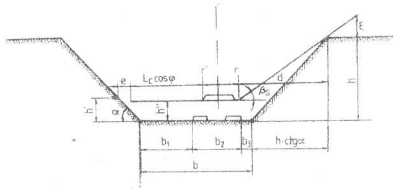
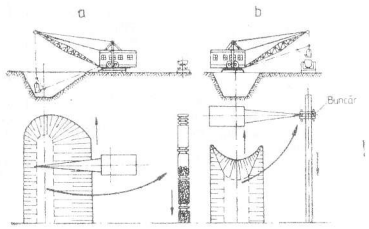
Tabelul XX.43 (continuare)

5	6	7
$H_d \geqslant h + h_0$ [m] (9.13) $R_d = \frac{b}{2} + h \operatorname{ctg} \alpha + e + h_0 \operatorname{ctg} \beta_0$ [m] (9.14) $H_d < h + h_0$ [m] (9.15) $H_d = h + h_0 - d$ [m] (9.16)		
Pentru o singură linie de transport și încărcare laterală : $B_1 = 2 R_g + e + 2e_1 + g + b - h_1 \operatorname{ctg} \alpha$ [m] (9.17) Pentru două linii de transport : $B_2 = 2 R_g + 3 e_1 + 2g + e + b$ [m] (9.18) Pentru o singură linie de transport și încărcarea în spatele excavatorului : $B_3 = 2 R_g + e + e_1 + b - h_1 \operatorname{ctg} \alpha$ [m] (9.19)	R_g — raza de gabarit a excavatorului, m ; e_1 — distanța de siguranță de la excavator la marginea vagonului și de la vagon la marginea canalului ($e_1 = 2 - 3$ m) ; e — distanța de siguranță între marginea excavatorului (abzeţerului) și taluz ($e = 2 - 3$ m) ; g — gabaritul căii de transport, m ; b — lățimea canalului, m ; h_1 — spațiul dintre cabina excavatorului și vatra tranșeei, m ;	Metoda se aplică la lățimi mici ale tranșeei, atît în cazul rocilor stîncoase cît și a celor moi. Rocile moi se extrag direct cu excavatorul, iar cele stîncoase prin lucrări de perforare-împușcare. La săparea tranșeelor prevăzute cu o singură cale ferată productivitatea excavatoarelor este de numai 40—50%, iar la transportul cu două căi ferate, aceștea ajunge la 60—70% din productivitatea ce se poate obține cu aceleași excavatoare la descărcarea directă a

1	2	3	4
Metode de spălare cu transportul rocilor excavate	a. Spălarea simultană pe întreaga secțiune a tranșeei		
		β) Săparea cu utilizarea excavatoarelor lopată mecanică și încărcarea inferioară în mijloace de transport auto.	
		γ) Săparea cu utilizarea excavatoarelor cu rotor și cupe tăietoare și încărcare inferioară în mijloace de transport	

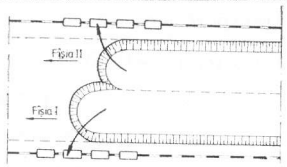
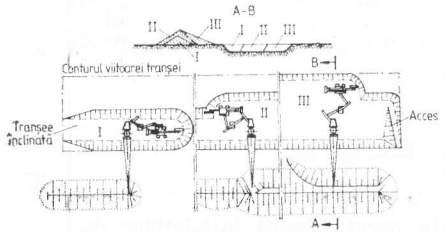
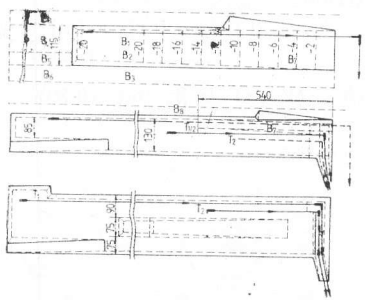
Tabelul XX.43 (continuare)

5	6	7
		rocilor în depozit (haldă). Pentru mărirea vitezei de săpare a tranșeelor se folosește, de multe ori, încărcarea terenurilor cu două excavatoare.
Pentru schema de acces în buclă $B_1 = 2\,(Rint + 0,5\,ba + c)$ [m] (9.20) Pentru schema de acces cu încercare fără nișă : $B_2 = Rint + 0,5\,ba + 0,5\,la + 2c$ [m] (9.21) Pentru schema de acces cu întoarcere în nișă : $B_3 = Rint + 0,5\,ba + 0,5\,l + 2c - b_i$ [m] (9.22)	$Rint$ — raza minimă de întoarcere a autovehiculului, m ; ba — lățimea autovehiculului, m ; la — lungimea autovehiculului, m ; α — unghiul de taluz al pereților tranșeei, grade ; c — distanța de siguranță de la marginea autovehiculului la bordura inferioară a tranșeei, ($c = 2-3$ m) ; c_1 — distanța de siguranță între muchia superioară a tranșeei și axa căii ferate ($c_1 = 3-5$ m) ; h_v — înălțimea vasului de transport și supraînălțarea drumului, m ; l — distanța între vas și partea inferioară a cupei ($l = 0,4-0,5$m) c_2 — semilățimea drumului, m ; γ — unghiul de stabilitate grade ; R_{emin} — raza minimă la nivelul de deplasare a excavatorului, m ;	Metoda se aplică la lățimi mici ale tranșeei, atît în cazul rocilor stîncoase cît și a celor moi. Încărcarea materialului în autocamioane este mai avantajoasă întrucît coeficientul de utilizare a excavatorului în timp poate să ajungă la 0,8—0,9. În cazul utilizării nișelor, acestea se execută la distanțe de 50—60 m. Metoda se aplică la săparea tranșeelor în roci de tărie mică și medie. Transportul materialului se poate face pe cale ferată, auto sau cu transportoare cu bandă. Folosirea excavatoarelor cu acțiune continuă la săparea tranșeelor duce la indici tehnico-economici foarte avantajoși comparativ cu cei obișnuiți la lucru cu agregate ciclice.

1	2	3	4
Metode de săpare cu transportul rocilor excavate	a. Săparea simultană pe întreaga secțiune a tranșei	δ) Săparea cu utilizarea excavatoarelor lopată mecanică și încărcarea superioară (în mijloace de transport feroviar și auto)	
		ε) Săparea cu utilizarea excavatoarelor cu acțiune continuă (cu rotor sau elindă), cu încărcare superioară și transport feroviar, cu bandă sau cu instalație de format halde (abzețer)	
		ζ) Săparea cu utilizarea draglinelor și încărcare superioară în mijloace de transport	

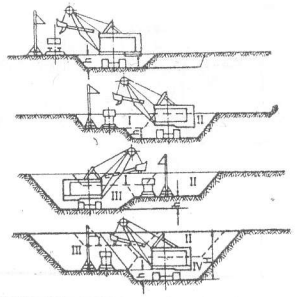
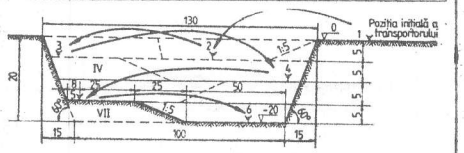
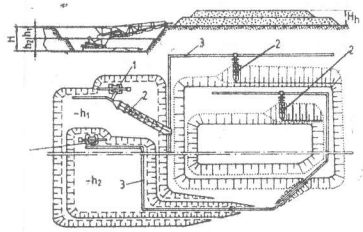
Tabelul XX.43 (continuare)

5	6	7
Pentru transport feroviar :	r' — distanța între axa de rotire a abzețerului și cea a brațului de preluare, m ;	În cazul acestei variante de săpare sînt utilizate excavatoare cu parametri mari de funcționare și se aplică în special la extragerea rocilor de tărie medie sau mare prin lucrări de perforare-împușcare. Varianta de săpare cu încărcarea superioară a rocii prezintă avantajul nedescompunerii terenului în cazul transportului feroviar, și deci, scurtării ciclului de lucru.
$b = 2R_d - 2(c_1 + h \operatorname{ctg} \alpha)$ [m] (9.23)	L_c — lungimea brațului de preluare, m ;	
$H_d max \geqslant h + h_v + l$ [m] (9.24)	φ — unghiul de rotire în plan al brațului, grade ;	
Pentru transport auto :	h' — distanța maximă a brațului de preluare, față de vatra tranșeei, m ;	
$b = 2R_d - 2(c_2 + h \operatorname{ctg} \gamma)$ [m] (9.25)	r — distanța între axa de rotire a abzețerului și cea a brațului de descărcare, m ;	
$b = 2\,R_e min$ [m] (9.26)	h'' — înălțimea de prindere a brațului de descărcare, m ;	
În cazul folosirii instalațiilor de haldare :	ε — distanța de siguranță dintre bordura superioară a tranșeei și brațului de descărcare ($\varepsilon = 0{,}5 - 1$ m) ;	
$b = b_1 + b_2 + b_3$ [m] (9.27)	ε_1 — distanța de aruncare (pe orizontală) a rocilor, m ;	
$b_1 = r' + L_c \cos\varphi + e - h' \operatorname{ctg} \alpha - 0{,}5\, b_2$ (9.28)	β_s — unghiul maxim de înclinare a brațului de descărcare, grade;	
b_2 — lățimea căii de rulare a abzețerului		
$b_3 = d + r - 0{,}5\, b_2 - h \operatorname{ctg} \alpha$ [m] (9.29)		
$d = (h - h'' + \varepsilon) \operatorname{ctg} \beta_s$ [m] (9.30)		
		Draglinele întrebuințate pentru săpare după această variantă au cupa de 4—6 m³. Cînd transportul se face cu transportoare, draglina încarcă într-un buncăr a cărui capacitate este de 3—5 ori mai mare decît aceea a cupei.

1	2	3	4
Metode de săpare cu transportul rocilor excavate	b. Săparea prin intrînduri amplasate într-o felie	α) Săparea cu utilizarea excavatoarelor cu acţiune intermitentă şi încărcarea superioară în mijloace de transport	
		β) Săparea cu utilizarea excavatoarelor cu acţiune continuă şi a instalaţiilor de format halde	
		γ) Săparea cu utilizarea excavatoarelor cu acţiune continuă şi transportul materialului rezultat cu transportoare cu bandă montate la nivelul de vehiculare al excavatorului	

Tabelul XX.43 (continuare)

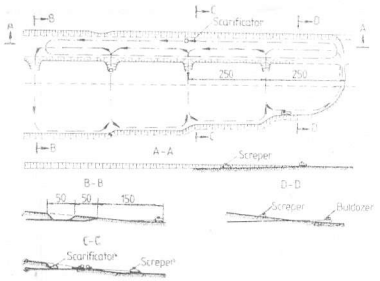
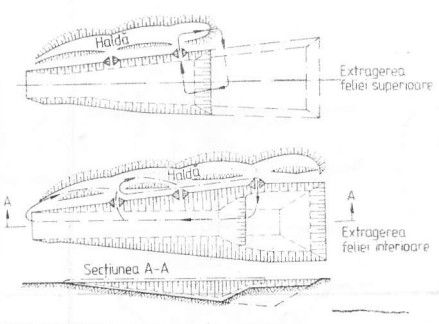
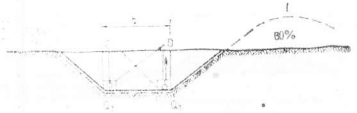
5	6	7
$l_f \leqslant 2\ R_e$ [m] (9.31)	l_f — lăţimea fişiei, m ; R_e — raza de excavare, m.	Lăţime mare şi adîncime mică a tranşeelor.
		Materialul rezultat de la săpare este depus, cu ajutorul transbordorului cu braţ în consolă, într-o haldă amplasată pe una din bermele tranşeei. În faza iniţială se sapă o tranşee înclinată şi apoi se trece la săparea tranşeei pioner — I —. După săparea tranşeei pioner se trece la lărgirea prin intrînduri a tranşeei, pînă la profilul final.
		Metoda este aplicată la săparea lucrărilor miniere în carierele din — Oltenia. Ca utilaje sînt întrebuinţate : excavatoare cu rotor şi cupe tăietoare de tipul Sch Rs—1400 $\frac{30}{7}$; transportoare cu bandă cu covor de cauciuc ; maşini de haldat de tipul Rs B 1800/50+90 şi A_2 Rs B 4400. Metoda prezintă următoarele avantaje :

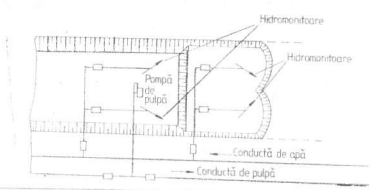
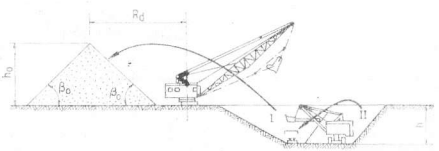
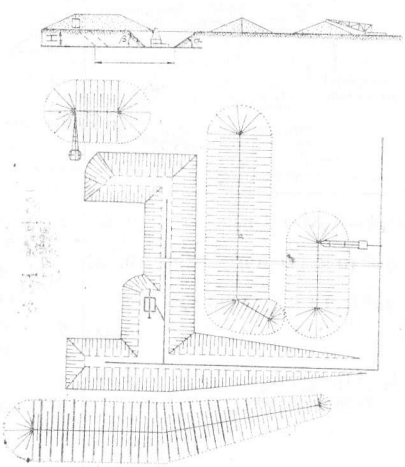
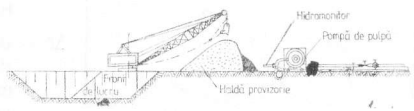
1	2	3	4
Metode de săpare cu transportul rocilor excavate	c. Săparea prin întinderi amplasate în două sau mai multe felii.	α) Săparea cu utilizarea excavatoarelor cu acțiune intermitentă și transport pe cale ferată sau auto	
		β) Săparea cu utilizarea excavatoarelor cu rotor și cupe tăietoare și transportul cu transportoare cu bandă	
		γ) Săparea cu utilizarea excavatoarelor cu acțiune continuă, transbordarea și transportul sterilului cu transportoare cu bandă montate pe sol: *1* — excavator; *2* — instalație de format halde; *3* — transportoare magistrale	

Tabelul XX.43 (continuare)

5	6	7
		productivitate ridicată a utilajelor din fluxul tehnologic; simplitate în execuție; durată minimă de execuție a deschiderii; valorificarea substanței minerale utile de la început, odată cu excavarea treptei în care este cantonată.
		Tranșee de lățime și adîncime mare. Varianta se aplică cel mai mult la săparea tranșeelor în roci de tărie mare, prin lucrări de perforare-împușcare.
		Varianta se aplică la săparea tranșeelor în roci de tărie mică.
		Varianta se aplică la săparea tranșeelor orizontale cu adîncimea de pînă la 70 m și lățimea pînă la 100 m.

Tabelul XX.43 (continuare)

1	2	3	4	5	6	7
III Metode speciale de săpare	a. Săparea cu screpere pe roți	α) Săparea tranșeelor orizontale				Roci moi, volum mic și distanțe de transport între 300 și 500 m. În cazul rocilor mai tari, în vederea uzurării lucrului screperului sînt întrebuințate scarificatoare pentru afinarea rocilor
		β) Săparea tranșeelor înclinate				
	b. Săparea prin împușcări masive			$b = (0,6-0,8)\ a$ [m] (9.32) $Q_1 = qw^3\,(0,4+0,6\,n^3)$ [kg] (9.33) $Q_2 = qw^3\,0,4+0,6\,(1,23\,n)^3$ [kg] (9.34) $\Delta t = t_2 - t_1 = 0,5$ s (9.35)	b — deschiderea vetrei tranșeei, m; a — distanța între încărcăturile aceluiași rînd; q — consumul specific de exploziv ($q = 0,1 - 0,3$ kg/dm³); w — anticipanta, m; se ia egală cu înălțimea h a tranșeei; n — indicele de aruncare ($n > 1$); Δt — diferența de timp de detonare între încărcăturile de exploziv Q_1 și Q_2, s.	Roci tari și foarte tari. Metodă productivă și de importanță deosebită în regiunile izolate, unde energia electrică și mijloacele de transport corespunzătoare lipsesc în perioada inițială de lucru în carieră.

1	2	3	4
	c. Spălarea prin hidromecanizare		
IV	Există multe combinații posibile	α) Săparea cu utilizarea draglinei și excavatorului lopată mecanică	
Metode combinate de săpare		β) Săparea cu utilizarea draglinei și a excavatorului cu rotor și cupe tăietoare — transportoare cu bandă — depunerea materialului în haldă cu abzetere.	
		γ) Săparea cu utilizarea draglinei și transport hidromecanic al rocii	

Tabelul XX.43 (continuare)

5	6	7
		Roci moi și existența unei surse suficiente de apă și a energiei electrice ieftine.
		Volume mari, adâncimi mari și distanțe mari de transport.

10. LUCRĂRI DE PREGĂTIRE ȘI DEPLASAREA INTRÎNDURILOR ÎN CARIERE

10.1. LUCRĂRI DE PREGĂTIRE

După executarea lucrărilor principale de deschidere a cîmpului de exploatare la zi, se trece la săparea tranșeelor de pregătire, din care apoi se începe extragerea masivului de roci sterile și substanțe minerale utile, pe diverse orizonturi ale carierei.

Tranșeele de pregătire se sapă după una din metodele de săpare cu transportul rocilor, au talpa orizontală sau ușor înclinată și străbat cîmpul minier după o direcție bine stabilită.

În funcție de amplasarea tranșeelor de deschidere (*1*) față de cîmpul de exploatare la zi și a tranșeelor de pregătire (*2*) în cîmpul de exploatare și față de cele de deschidere se deosebesc mai multe sisteme și variante de pregătire și amenajare a fronturilor de lucru în cariere, prezentate în tabelul XX 44.

Pentru a putea aprecia în mod just avantajele și dezavantajele diferitelor sisteme de pregătire și amenajare a fronturilor de lucru, precum și pentru a putea găsi sistemul cel mai bun care corespunde situației reale și factorilor concreți de exploatare, este necesar să se compare între ele mai multe variante posibile, pe baza unui calcul tehnico-economic, ținîndu-se seama de volumul lucrărilor de pregătire necesare de realizat, de lungimea fronturilor de extragere, de posibilitatea deschiderii unor fronturi suplimentare de lucru și de distanțele de transport. Se va alege pentru aplicare varianta care oferă cele mai multe avantaje tehnice și economice.

10.2. DEPLASAREA INTRÎNDURILOR

Roca sterilă și substanța minerală utilă din treaptă se extrage prin intrînduri, pornite la început din tranșeea de pregătire, iar apoi din intrîndurile corespunzătoare exploatate.

Intrîndurile de atac sînt fișii paralele prin a căror extragere se exploatează treapta.

Lățimea intervalului de atac corespunde unui front de abataj sau de lucru și depinde, în general, de procedeul de extragere și utilajul folosit. Suma intrîndurilor de atac este egală cu lățimea treptei (fig. XX.96).

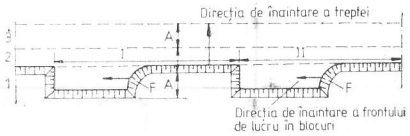
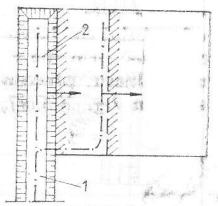
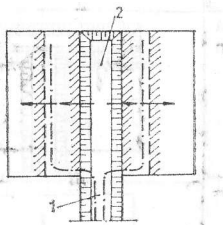
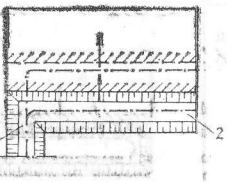


Fig. XX.96. Împărțirea treptei în intrînduri de atac și blocuri:

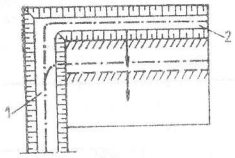
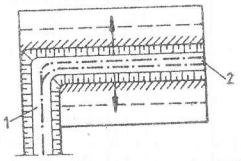
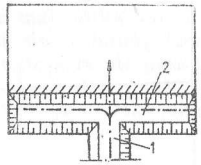
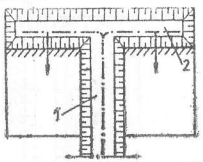
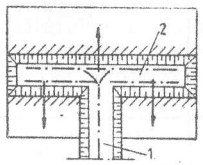
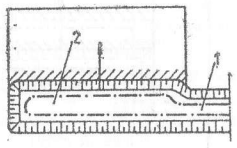
1, 2, 3 — intrînduri de atac; *I, II* — blocuri; *F* — front de lucru în bloc.

Tabelul XX.44

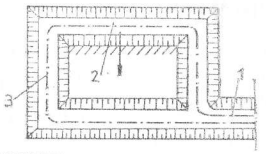
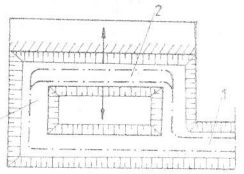
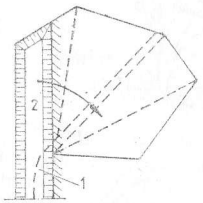
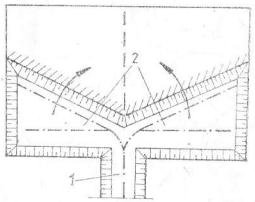
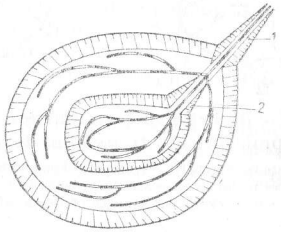
Sisteme și variante de pregătire aplicate în exploatările la zi

Sistemul de pregătire	Varianta de pregătire	Reprezentarea schematică a variantei de pregătire	Caracteristici, condiții de aplicare, avantaje și dezavantaje ale variantelor de pregătire
1	2	3	4
Sistemul în paralel	Cu un front		Tranșeea de pregătire (*2*) se sapă în prelungirea celei de deschidere (*1*), iar frontul de lucru se deplasează paralel cu el însuși, după o direcție normală pe tranșeea de pregătire. Sistemul se aplică la zăcăminte dezvoltate deasupra reliefului terenului înconjurător și la zăcăminte orizontale sau ușor înclinate dezvoltate la mică adîncime, sub nivelul terenului înconjurător Avantaje: volum mic al lucrărilor de pregătire și posibilitatea măririi producției prin folosirea simultană a mai multor excavatoare. Dezavantaje: mărirea lungimii căilor de transport pe măsura înaintării fronturilor de lucru și exploatării intrîndurilor.
	Cu două fronturi		
Sistemul în L	Cu deplasarea frontului în avans		Tranșeea de pregătire se sapă perpendicular pe tranșeea de deschidere sau pe prelungirea acesteia, frontul de lucru deplasîndu-se, de asemenea, paralel cu el însuși, pînă la epuizarea cîmpului de exploatare la zi.

Tabelul XX.44 (continuare)

1	2	3	4
	Cu deplasarea frontului în retragere		Sistemul se aplică în cazul unui relief depresionar și a unei coperte de grosime mică a zăcămîntului.
	Cu două fronturi		
Sistemul în T	Cu deplasarea frontului în avans		Tranșeea de deschidere este amplasată la mijlocul cîmpului de exploatare, iar tranșeea de pregătire este situată în cîmpul de exploatare, perpendicular pe tranșeea de deschidere sau pe prelungirea acesteia. Sistemul se aplică în aceleași condiții ca și sistemul în L, dar are avantajul creării unui număr mai mare de puncte de extragere.
	Cu deplasarea frontului în retragere		
	Cu două fronturi		
Sistemul cu transport în circuit	Cu deplasarea frontului în avans		Tranșeea de pregătire se sapă întotdeauna în prelungirea celei de deschidere, în lungul uneia din laturile mari ale cîmpului de exploatare la zi. Tranșeea de pregătire se sapă cu o asemenea

Tabelul XX.44 (continuare)

1	2	3	4
	Cu deplasarea frontului în retragere		lățime încît să permită amenajarea unui drum dublu de transport, care să deservească frontul în circuit închis. Sistemul se aplică la zăcăminte mamelonare sau cînd în cîmpul minier există o zonă depresionară. Avantaje: în caz de necesitate se pot amenaja fronturi suplimentare de lucru din tranșeele de comunicație *3*.
	Cu două fronturi		
Sistemul în evantai	Cu front simplu		Tranșeea de pregătire se sapă, de regulă, în lungul unei laturi și în prelungirea tranșeei de deschidere. Frontul de lucru se rotește în jurul unui punct fix. Sistemul se aplică la zăcăminte cu dezvoltare neregulată care impun cîmpuri de exploatare, în general, de formă poligonală. Sistemul se poate aplica și în cazul unui cîmp de exploatare dreptunghiular creîndu-se două fronturi de exploatare.
	Cu front dublu		
Sistemul inelar	—		Tranșeea de pregătire se sapă radial, pornind de la tranșeea sau planul înclinat de deschidere. Sistemul se aplică la zăcăminte cu forme neregulate și reduse ca întindere. Avantaje: condiții bune de transport și posibilitatea exploatării simultane a unor fronturi lungi.

Deci, prin realizarea lucrărilor de extragere poziția fronturilor de lucru și a intrîndurilor din treaptă se schimbă. Se spune că *fronturile de lucru și intrîndurile se deplasează* sau *înaintează*.

La stabilirea direcției deplasării intrîndurilor în raport cu tranșeea de pregătire se ține seama, în general, de următoarele: configurația terenului; poziția căilor de acces; forma și dimensiunile cîmpului minier; cantitatea de material ce trebuie să se livreze; mijloacele de transport de care se dispune; înclinarea zăcămîntului și condițiile de drenaj ale acestuia; modificarea grosimii descopertei și a zăcămîntului etc.

La determinarea limitelor în plan a unui cîmp de exploatare la zi se va căuta să i se atribuie acestuia o formă cît mai regulată și dimensiuni care să poată asigura o bună folosire a utilajului principal cu care va fi dotată cariera. Prin *formă regulată a cîmpului carierei* se înțelege o formă care determină, în cea mai mare măsură, păstrarea unei lungimi constante a frontului de lucru al carierei. O mare însemnătate va avea în acest caz amplasarea tranșeelor principale, care determină poziția *OA* a tranșeelor de pregătire și a frontului de lucru, precum și metoda de deplasare a acestuia din urmă. După cum se constată din fig. XX.97, la o anumită configurație a cîmpului

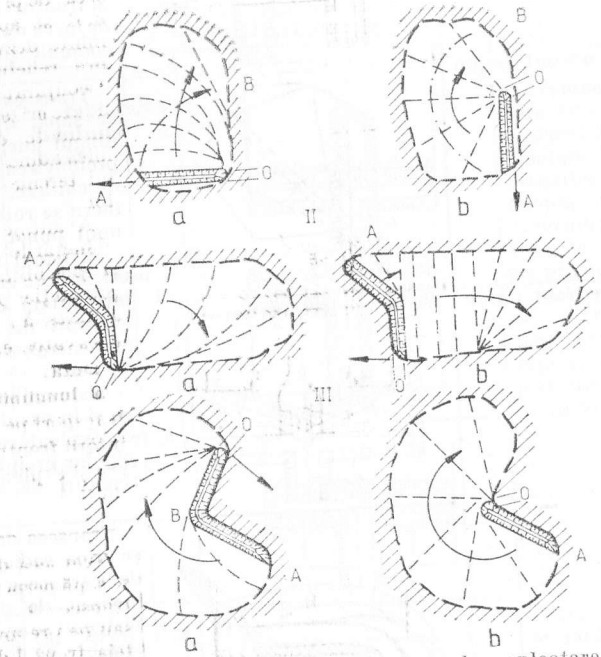


Fig. XX.97. Configurații ale cîmpurilor de exploatare la zi și apmlasări ale tranșeelor de pregătire:

I, II, III — diferite configurații ale cîmpulilor de exploatare la zi; *a* — exemple de amplasări greșite ale tranșeelor de pregătire; *b* — exemple de amplasări corecte ale tranșeelor de pregătire.

carierei pot fi obținute rezultate diferite, favorabile și nefavorabile, în funcție de amplasarea tranșeei de pregătire.

Așa după cum s-a văzut mai înainte, deplasarea în plan a intrîndurilor se poate efectua după trei metode de bază: metoda de deplasare *în paralel;* metoda de deplasare *în evantai* și metoda de deplasare *mixtă* (fig. XX.98).

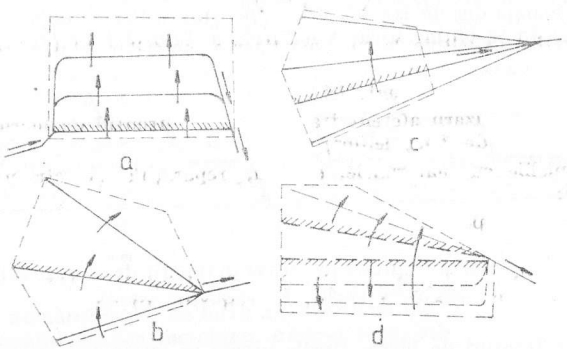


Fig. XX. 98. Metode de deplasare a intrîndurilor:

a — în paralel; *b* și *c* — în evantai; *d* — mixtă.

Metoda de deplasare în paralel (fig. XX.98, *a*). Această metodă are următoarele caracteristici: lățimea și lungimea intrîndurilor este constantă pe toată durata exploatării, ceea ce asigură o producție uniformă și constantă; bermele de lucru au forma dreptunghiulară, ceea ce creează condiții favorabile amplasării și funcționării utilajelor; punctele de racordare la liniile principale de circulație se modifică la fiecare nou intrînd, ceea ce constituie un mare dezavantaj al metodei în cazul transportului feroviar.

Metoda de deplasare în evantai (fig. XX.98, *b*). Această metodă prezintă următoarele caracteristici: lățimea și lungimea intrîndului nu este constantă, ceea ce face ca producția să fie variabilă; bermele au formă triunghiulară sau trapezoidală, ceea ce nu oferă condiții prielnice pentru funcționarea utilajelor și organizarea transportului; accesul în exploatare este posibil numai printr-un singur punct — punctul în jurul căruia se rotește frontul; racordarea liniilor sau drumurilor de transport se face într-un singur punct, ceea ce constituie marele avantaj al metodei.

Din cauza dezavantajului esențial al acestei metode de înaintare — modificarea lățimii și lungimii intrîndurilor care complică organizarea și tehnica executării lucrărilor de extragere, metoda se aplică mai rar și îndeosebi atunci cînd se folosesc excavatoare cu lanț cu cupe. Metoda poate fi îmbunătățită prin scoaterea centrului de rotație în afara perimetrului de exploatare (fig. 98, *c*). Astfel se creează avantajul că instalațiile se pot grupa concentric în jurul punctului de rotire, iar lungimea drumurilor de transport rămîne aproximativ constantă în tot timpul exploatării.

Deplasarea mixtă (fig. XX.98, *d*). Aceasta este o combinație a celor două metode anterioare, prezentînd avantajele și dezavantajele comune acestora.

Metoda generală utilizată în exploatarea la zi este *metoda cu deplasarea paralelă a intrîndurilor.*

10.3. DISPUNEREA FRONTURILOR DE LUCRU ÎN CARIERE

O însemnătate deosebită în exploatarea la zi pentru desfășurarea proceselor tehnologice o are dispunerea fronturilor de lucru.

La exploatarea rocilor umede de tărie mică cu ajutorul unor tehnologii în flux continuu, se recomandă dispunerea sau orientarea fronturilor de lucru spre sud, sud-est sau est. Prin aceasta se obține uscarea naturală a taluzelor treptelor, care joacă în

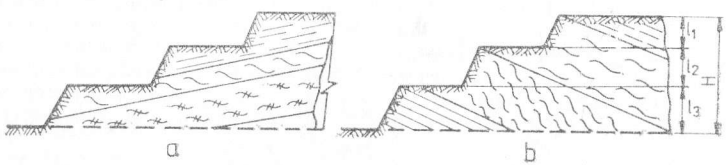


Fig. XX99. Amplasarea treptelor în cariere în funcție de stratificația rocilor :
a — amplasarea greșită ; *b* — amplasarea corectă.

acest caz rolul de fronturi de lucru. Rocile uscate se excavează și se transportă mai ușor cu transportoare cu bandă; de asemenea, ele se descarcă mai bine în halde și dau o stabilitate mai mare acestora.

Contrar celor de mai sus, la exploatarea rocilor uscate de culoare deschisă, cum ar fi de exemplu creta, este de preferat ca fronturile de lucru să fie orientate spre nord, nord-vest sau vest, deoarece la orientarea frontului spre soare, temperatura din timpul verii îngreunează desfășurarea normală a operațiilor din fronturile de lucru.

La exploatarea zăcămintelor stratiforme înclinate, pentru a avea asigurată stabilitatea treptelor individuale și a sistemului de trepte, se recomandă ca orientarea și înaintarea taluzului frontului de lucru să fie făcută astfel, încît stratele să înclineze spre interiorul masivului (fig. XX.99). Dacă operațiile de extragere nu se pot executa în direcție inversă înclinării stratelor, atunci acestea trebuie executate transversal pe direcția zăcămîntului sau într-o direcție apropiată de aceasta.

10.4. DIMENSIUNILE ȘI NUMĂRUL BLOCURILOR

De cele mai multe ori intrîndurile se împart pe lungime în blocuri care se exploatează prin mijloace independente de extragere și încărcare (fig. XX.96).

Lungimea și numărul blocurilor în care se împart intrîndurile și respectiv treptele din exploatarea la zi sînt determinate de condițiile de prezentare ale zăcămîntului, de înălțimea treptelor, de utilajul folosit la extragere și de mijloacele de transport întrebuințate.

Dacă substanța minerală utilă se clasează pe sorturi, ceea ce este cazul mai ales la exploatările la zi de minereuri, blocurile se separă adesea după indicele sorturilor de minereu și în acest caz numărul și respectiv lungimea blocurilor variază după numărul sortimentelor calitative ce se extrag.

Numărul blocurilor admisibile pe o treaptă, la folosirea transportului feroviar, nu depășește de obicei 3, din cauza dificultăților care apar la manevrarea garniturilor de vagoane pe bermele de lucru. La folosirea transportului auto care se manevrează mult mai ușor pe bermele și în fronturile de lucru, numărul de blocuri pe o treaptă crește și poate ajunge la 5—6. La folosirea transportoarelor cu bandă, numărul blocurilor este condiționat de lungimea lor și respectiv de lungimea treptei.

Lungimea obișnuită a unui bloc este de: 400—600 m pentru transportul pe cale ferată și 200—300 m în cazul transportului auto. Cînd transportul se face cu transportoare cu bandă și extragerea cu excavatoare cu acțiune continuă, lungimea blocului este, de obicei, egală cu lungimea intrîndului.

Lungimea minimă a blocului se poate determina cu ajutorul unor relații analitice, avînd la bază felul transportului întrebuințat în carieră.

— *În cazul transportului în carieră pe cale ferată*, lungimea minimă a unui bloc se determină cu relația:

$$L_{b\,min} = \frac{60 \cdot t_{zi} \cdot T}{A \cdot h} \cdot q \cdot n \cdot \eta_e \cdot \eta_0 \quad [\text{m}] \tag{10.1}$$

în care: t_{zi} este numărul orelor de lucru ale excavatorului într-o zi, h;
T — numărul de zile lucrătoare dintr-o lună, zile;
h — înălțimea treptei, m³;
A — lățimea intrîndului; m;
q — volumul cupei excavatorului, m;
n — numărul ciclurilor de încărcare pe minut ale excavatorului, min^{-1};
η_e — coeficient de extragere;
$\eta_0 = 0{,}65—0{,}7$ coeficient de asigurare a frontului de lucru cu garnituri de vagoane goale.

— *În cazul transportului auto în carieră* lungimea minimă a unui bloc se calculează cu relația:

$$L_{b\,min} = \frac{n \cdot n_{sch} \cdot T \cdot Q_{sch}}{A \cdot h} \quad [\text{m}] \tag{10.2}$$

în care: n este numărul porțiunilor din bloc forate și împușcate;
n_{sch} — numărul schimburilor, sch/zi;
T — numărul zilelor în care se extrage partea împușcată din bloc;
Q_{sch} — productivitatea de exploatare a excavatorului, m³/sch;
A — lățimea intrîndului, m;
h — înălțimea treptei, m.

În funcție de lungimea blocului L_b, producția blocului q_b, producția carierei Q și lungimea L a acesteia, *numărul necesar de trepte care trebuie să se extragă simultan* se determină cu relația:

$$m = \frac{Q \cdot L_b}{q_b \cdot L} \tag{10.3}$$

— *În cazul transportului cu benzi în carieră* se pune problema calculului lungimii fronturilor de lucru la descopertare și la haldare. Acesta se face pe considerente eco-

nomice, recomandîndu-se folosirea următoarei relații de calcul pentru lungimea frontului la descopertare:

$$L_{front} = \sqrt{\frac{C_1}{\left(C_2 + \frac{C_3}{2}\right) H_d \cdot B}} \quad [m] \qquad (10.4)$$

în care: C_1 reprezintă cheltuielile cu amortizarea lucrărilor miniere capitale de acces de la suprafață la cota orizontului de descopertare, de toată durata exploatării acestui orizont, lei;

C_2 — costul amortizării aferent transportului în frontul de lucru a 1 m³ de rocă la distanța de 1 m, lei/m⁴;

C_3 — cheltuielile cu materialele, energia, reparațiile și retribuția personalului, lei/m⁴;

H_d — grosimea copertei, m;

B — lățimea cîmpului carierei, m.

Pentru determinarea lungimii raționale a frontului de haldă se poate aplica, de asemenea, relația (10.4), în care, în costul amortizării utilajelor staționare sînt incluse cheltuielile cu banda magistrală și cea înclinată și cheltuielile cu construcția haldei înaintașe.

Pentru asigurarea continuității lucrărilor, la extragerea rocilor tari prin lucrări de perforare-împușcare, blocurile se împart de obicei în trei părți (fig. XX.100): în prima parte — I — se execută încărcarea rocii, în partea a doua — II — materialul este împușcat și se găsește în rezervă pentru a fi încărcat, iar în partea — III — se forează găurile în vederea încărcării lor cu exploziv și împușcării.

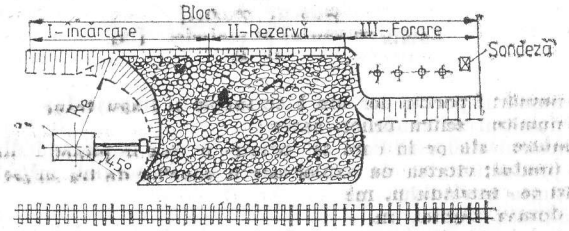


Fig. XX.100. Împărțirea blocului pentru asigurarea continuității lucrului.

Într-un bloc trebuie să existe o cantitate totală de material împușcat care să asigure funcționarea excavatorului pe o durată de 3—10 zile, în decursul căreia nu se ajunge la aglomerarea și cimentarea materialului afinat.

Independența activității în fronturile de lucru ale blocurilor vecine se obține printr-o distanță suficientă între blocuri și prin concordanța direcției de exploatare a acestora.

Viteza de înaintare a frontului de extragere situat în blocul treptei (fig. XX.101), la o producție de Q (m³/24 h), este dată de relația:

$$v_0 = \frac{Q}{A \cdot h} \quad [m/24\ h] \qquad (10.5)$$

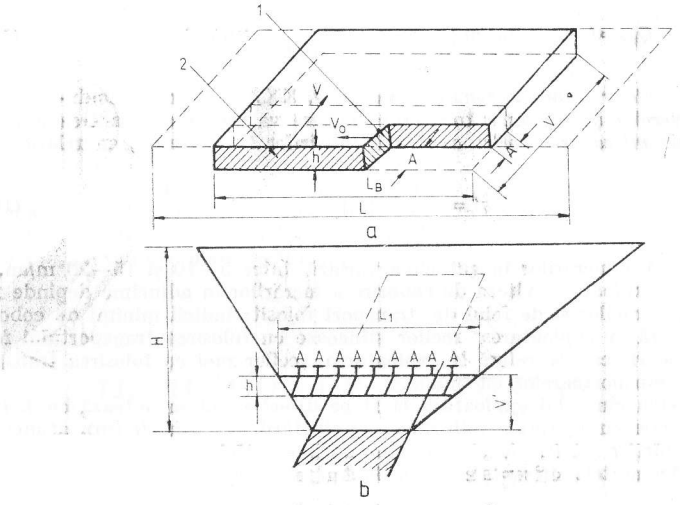


Fig. XX.101. Înaintarea fronturilor de extragere și a taluzului treptei:
a — zăcăminte orizontale și de adîncime mică; *b* — zăcăminte de înclinare mare; *1* — front de extragere; *2* — taluzul treptei.

Înaintarea frontului de extragere se măsoară după direcția treptei, conform celor arătate în fig. XX.101, *a*. Înaintarea reală a fronturilor de extragere din blocuri variază de la cîțiva metri pînă la mai mulți zeci de metri în 24 ore.

Înaintarea taluzului treptei se măsoară transversal pe direcția treptei (fig. XX.101, *a*). Pentru fronturile de extragere situate pe taluz, direcția deplasării lor coincide cu direcția de deplasare a taluzului treptei.

Viteza de deplasare a taluzului treptei este un parametru extrem de important, depinzînd mai ales de condițiile naturale de prezentare a zăcămîntului, de tipul de mecanizare și de transport, precum și de organizarea lucrului. Indicii normali au valori de la 50—150 pînă la 200—250, iar în unele cazuri pînă la 400—500 m/an. Indicii mai mici de înaintare ai taluzului se referă la exploatările la zi adînci, la care sînt folosite excavatoarele cu o singură cupă și transportul feroviar, mai ales în roci stîncoase și semistîncoase; indicii mai mari se referă în special la exploatările la zi de adîncime medie, în care sînt folosite excavatoarele cu mai multe cupe, transportul feroviar sau podurile de transport la haldă; indicii maximi caracterizează mai ales exploa-

tările la zi de mică adîncime, la care sînt folosite transportul auto și transportoarele cu bandă la executarea lucrărilor miniere, în condiții geologo-miniere din cele mai ușoare.

Productivitatea excavatoarelor, Q_{ex}(m³/an), la o înălțime a treptei h (m) determină suprafața $l \cdot v$ [m²] exploatată pe an, unde l (m) este lungimea blocului sau carierei și v (m) este înaintarea anuală a taluzului treptei, perpendiculară pe direcția treptei (fig. XX.101, *a*).

Prin urmare:

$$Q_{ex} = l \cdot v \cdot h \text{ [m}^3\text{/an]} \quad \text{sau} \quad v = \frac{Q_{ex}}{l \cdot h} \text{ [m/an]} \tag{10.6}$$

În cazul zăcămintelor de înclinare mare și medie (fig. XX.101, *b*), cunoscîndu-se durata de activitate a carierei T și adîncimea totală pînă la care va merge exploatarea la zi H, se poate determina *viteza de coborîre anuală a lucrărilor în adîncime*, cu relația:

$$v' = \frac{H}{T} \text{ [m]} \tag{10.7}$$

Coborîrea reală a lucrărilor în adîncime variază între 5—10 și 15—20 m/an. În aceleași condiții de exploatare, viteza de coborire a lucrărilor în adîncime depinde mai ales de proprietățile rocilor și de felul de transport folosit: indicii minimi de coborîre în adîncime se referă la exploatarea rocilor stîncoase cu folosirea transportului feroviar; indicii cei mai ridicați se referă la exploatarea rocilor moi cu folosirea transportului auto sau a transportoarelor cu bandă.

Dacă extinderea cîmpului exploatării la zi pe direcția lui se notează cu L (m), transversal pe direcție cu L_1 (m) și adîncimea exploatării la zi cu H (m), atunci *volumul anual al lucrărilor miniere la zi* se poate exprima astfel:

a) pentru zăcămintele orizontale și cu înclinare mică

$$Q_{m\cdot m} = L \cdot H \cdot v \text{ [m}^3\text{]} \tag{10.8}$$

în aceste condiții exploatarea zăcămîntului se face pe întreaga lui grosime și adîncimea exploatării la zi nu se schimbă;

b) pentru zăcăminte cu înclinare mare

$$Q_{m\cdot m} = L \cdot L_1 v' \text{ [m}^3\text{]} \tag{10.9}$$

sau

$$Q_{m\cdot m} = A \cdot n \cdot h \cdot L \tag{10.10}$$

$$v' = \frac{A \cdot n \cdot h}{L_1} \text{ [m/an]} \tag{10.11}$$

unde: A este lățimea intrîndului de atac, m;
n — numărul intrîndurilor de atac extrase într-un an;
L_1 — lățimea exploatării la zi, m;
h — înălțimea treptelor, m.

În consecință, intensitatea de exploatare la zi a zăcămîntului se poate caracteriza prin trei indici cu dependență reciprocă, și anume: 1) viteza de înaintare a frontului de extragere (abataj); 2) viteza de înaintare a taluzului treptei; 3) viteza coborîrii lucrărilor în adîncime. Indicii reali de înaintare și de coborire în adîncime cresc cu îmbunătățirea organizării și a tehnicii de execuție a lucrărilor.

Pentru zăcăminte orizontale și cu înclinare mică, *dependența dintre capacitatea de producție în substanță minerală utilă a carierei și viteza de înaintare a taluzului treptei, v*, va fi:

$$Q_u = m \cdot L \cdot v \cdot \gamma \cdot \eta (1 + \rho) \text{ [t/an]} \tag{10.12}$$

unde: m este grosimea stratului de substanță minerală utilă, m;
γ — greutatea volumetrică a substanței minerale utile, t/m³;
η — coeficient de exploatare sau de extragere a rezervelor;
ρ — coeficient de adaos de roci în rezervele industriale calculate.

Viteza de deplasare a taluzului treptei în substanța minerală utilă nu poate depăși viteza de deplasare a taluzului treptei de la descopertă care, de obicei, este determinată de numărul și productivitatea excavatoarelor de la descopertă. Pentru metoda de exploatare fără transport trebuie îndeplinită condiția $v_{util} = v_{descopertă}$. În cazul metodelor de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde, $v_{descopertă}$ poate fi egală sau mai mare decît v_{util}($v_d \geqslant v_u$).

11. METODE DE EXPLOATARE ÎN CARIERE

Prin *metodă de exploatare la zi*, a unui zăcămînt, se înțelege ordinea stabilită în timp și spațiu de executare a complexului de lucrări de pregătire, descopertare și extragere a substanțelor minerale utile, care asigură producția planificată printr-o exploatare rațională a rezervelor zăcămîntului.

Dintre metodele de exploatare posibile a fi aplicate unui zăcămînt trebuie aleasă metoda cea mai rațională, care asigură o producție și productivitate ridicată a muncii, pierderi minime de substanțe minerale utile și condițiile cele mai bune de securitate a muncii.

De metoda de exploatare aplicată vor depinde utilajul mecanic din fluxul tehnologic, dimensiunile carierei, numărul și elementele geometrice ale treptelor și, de asemenea, indicatorii tehnico-economici obținuți în carieră.

Clasificarea metodelor de exploatare la zi se face după o serie de criterii, dintre care cel mai răspîndit este *criteriul care ia în considerare modul de organizare și executare a lucrărilor de descopertare*, caracterizate în principal prin procedeul de extragere și modul de transport la halde precum și prin poziția haldelor.

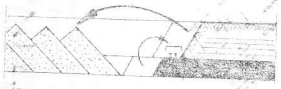
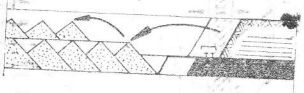
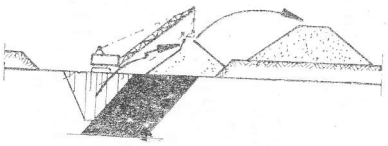
Procedeele de extragere, încărcare și transport a substanțelor minerale utile pot forma o caracteristică suplimentară a metodei de exploatare.

Caracterul principal al metodelor de exploatare la zi este determinat de tipul echipamentului întrebuințat la extragere și de modul de deplasare a rocilor sterile din copertă, întrucît aceste operații dețin rolul preponderent în procesul tehnologic de producție.

Prin procedeele de deplasare-evacuare din front și transportul sterilului la halde — se determină valorile dimensiunilor de bază ale metodei de exploatare, adică: grosimea copertei aferentă unei trepte și numărul treptelor de descopertă; lățimea ber-

Tabelul XX.45

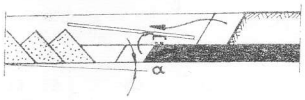
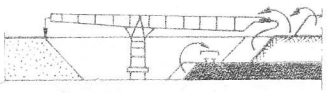
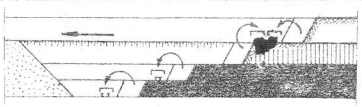
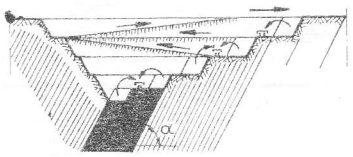
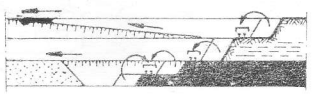
Clasificarea metodelor de exploatare la zi a zăcămintelor de substanțe minerale utile

Nr. crt.	Clasele metodelor de exploatare	Grupele claselor metodelor de exploatare	Condiții de aplicare a grupelor metodelor de exploatare	Schema de principiu sau figură de referință pentru grupele metodelor de exploatare	Caracteristici fundamentale
0	1	2	3	4	5
1	Metode de exploatare cu depozitarea directă a sterilului în halde	1. Metode de exploatare cu depozitarea directă a sterilului în halde interioare într-o singură repriză.	Zăcăminte stratiforme orizontale sau de înclinare mică. Copertă de grosime mică sau medie ≤ nu trebuie să depășească dimensiunile funcționale ale excavatorului.		Rocile sînt depozitate direct de excavator în haldă interioară.
		2. Metode de exploatare cu depozitarea directă a sterilului și cu reexcavarea parțială sau totală a acestuia din halda interioară.	Zăcăminte stratiforme orizontale sau de înclinare mică. Copertă de grosime medie sau mare.		Rocile sînt depozitate direct de excavator în haldă interioară și reexcavate parțial sau total din locul inițial de explozie.
		3. Metode de exploatare cu depunerea directă a sterilului și cu reexcavarea parțială sau totală a acestuia din haldă exterioară.	Zăcăminte stratiforme groase de înclinare mare sau foarte mare.		Rocile sînt depozitate direct de excavator în haldă exterioară și reexcavate parțial sau total din locul inițial de depozitare.

Tabelul XX.45 (continuare)

Nr. crt.	Echipament de lucru	Compunerea procesului tehnologic al lucrărilor în steril	Înaintarea frontului [m/an]	Valoarea coeficientului de descopertă [m³/t]	Productivitatea muncii pt. un muncitor la descopertă [%]	Costul unui m³ de descopertă [%]	Avantajele metodelor de exploatare	Dezavantajele metodelor de exploatare
0	6	7	8	9	10	11	12	13
1	Excavator lopată mecanică sau draglină de mari dimensiuni; nu sînt necesare utilaje și echipamente pentru transportul copertei.	Excavarea din masiv (eventual cu lucrări pe perforare-împușcare) și depunerea materialului în haldă cu excavatoare de mari dimensiuni de tip lopată mecanică sau draglină.	200—400	Pînă la 25—30	120—130	50—65	Simple din punct de vedere al procesului tehnologic și foarte economice.	Depunerea directă a sterilului în halde limitează dimensiunile transversale ale carierei și, ca urmare, va fi limitat și volumul rezervelor dezvelite, pregătite și gata de exploatare.
	Excavatoare lopată mecanică sau draglină de mari dimensiuni; nu sînt necesare utilaje și echipamente pentru transportul copertei.	Excavare din masiv, depunerea materialului în haldă și reexcavarea acestuia. Excavarea din masiv se face cu excavatoare draglină sau lopată mecanică, iar reexcavarea se realizează cu draglina.	180—280	15—20	100	100		
		Excavare din masiv, depunerea materialului în haldă și reexcavarea acestuia. Excavarea și reexcavarea materialului steril se face cu excavatoare tip draglină.	150—250	13—15	90	105—110	Simple din punct de vedere al procesului tehnologic și economice.	Volumul mic al rezervelor deschise, pregătite și gata de exploatare.

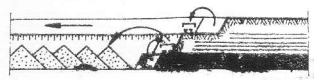
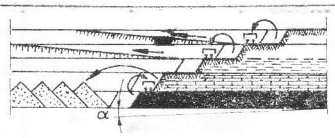
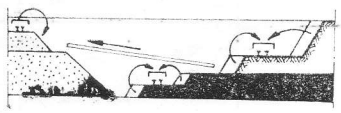
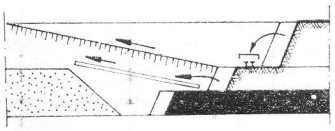
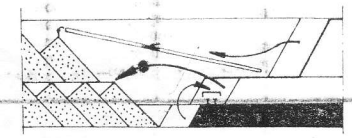
Tabelul XX.45 (continuare)

0	1	2	3	4	5
2	Metode de exploatare cu transbordarea rocilor sterile la halde	1. Metode de exploatare cu transbordarea și depozitarea rocilor sterile în halde interioare, cu folosirea transbordoarelor cu braț în consolă.	Zăcăminte stratiforme orizontale sau de înclinare mică. Descoperită de grosime mare sau medie și de tărie mică.		Rocile sînt depozitate în halde interioare cu ajutorul unor instalații mobile: benzi transbordoare cu braț în consolă sau poduri transbordoare.
		2. Metode de exploatare cu transbordarea și depozitarea sterilului în halde interioare cu folosirea podurilor transbordoare.			
3	Metode de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde	1. Metode de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde interioare.	Zăcăminte orizontale sau puțin înclinate de grosime mică, medie sau mare, cu coperta de grosime medie sau mare.		Rocile sînt transportate la halde interioare cu mijloace de transport continuu, auto sau feroviar.
		2. Metode de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde exterioare.	Zăcăminte cu înclinare mare și f. mare și zăcăminte cu înclinare mică dar f. groase. Roci sterile și s.m.u. de orice tărie.		Rocile sînt transportate la halde exterioare cu mijloace de transport auto, feroviar sau continuu.
		3. Metode de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde interioare și exterioare.	Zăcăminte stratiforme adînci de înclinare mică sau orizontale, formate din unul sau mai multe strate de util. Roci sterile și s.m.u. de orice tărie.		Sterilul din stratul acoperitor superior este dirijat la haldă exterioară, iar sterilul din stratele intermediare este dirijat la halde interioare.

Tabelul XX.45 (continuare)

0	6	7	8	9	10	11	12	13
2	Excavatoare elindă, excavatoare cu rotor și cupe tăietoare sau excavatoare lopată mecanică. Instalații mobile de format halde.	Excavarea din masiv cu utilaj cu acțiune continuă sau mai rar intermitentă. Transportul și depunerea materialului în haldă cu transportoare cu bandă montate pe transbordoare cu braț în consolă sau pe poduri transbordoare.	200—250	10—12	85—90	110—115	Simple din punct de vedere al procesului tehnologic și economice.	Volumul rezervelor dezvelite, pregătite și gata de exploatare este totuși limitat.
	Excavatoare elindă, excavatoare cu rotor și cupe tăietoare sau excavatoare lopată mecanică. Poduri transbordoare.		150—200	6—10	85—90	110—120		
3			150—200 50—100	5— 7 8—10	85—90	110—120		
	Excavatoare de orice tip, instalați de forare, instalații de transport și instalații și utilaje pentru formarea haldelor.	Extragere din masiv direct cu utilaj mecanic sau prin lucrări de perforare-împușcare, încărcare în mijloace de transport, transport și haldare.	100—150	3—5	25—29	185—300	Deschiderea transversală a carierei nu este limitată și, ca urmare, cantitatea de rezerve deschise, pregătite și gata de exploatare se stabilește și se realizează după necesități.	Complicate din punct de vedere al procesului tehnologic și mai puțin economice.
	Excavatoare de orice tip, instalații de forare, instalații de transport și utilaje pentru construirea haldelor.	Extragere din masiv — eventual lucrări de perforare-împușcare — încărcare, transport și depozitare.	100—150	4—6	—	—		

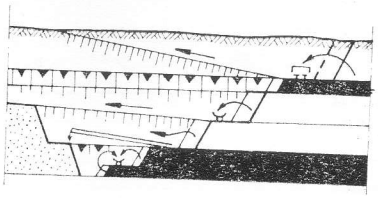
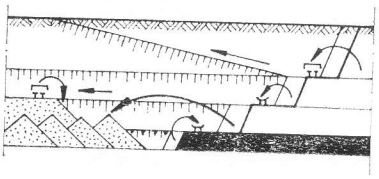
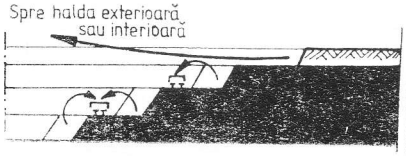
Tabelul XX.45 (continuare)

0	1	2	3	4	5
4	Metode de exploatare combinate	1. Metode de exploatare cu transportul parțial al sterilului la halde interioare și depozitarea parțială în halde interioare.	Zăcăminte stratiforme orizontale sau puțin înclinate, cu rocile din descoperită groase și f. groase. Roci de tărie medie sau mică.		Rocile din treptele superioare sînt transportate la halde, iar cele din treptele inferioare sînt depozitate în halde interioare cu excavatoare.
		2. Metode de exploatare cu transportul parțial al sterilului la halde exterioare și depozitarea parțială în halde interioare.			
		3. Metode de exploatare cu transportul parțial al sterilului la halde interioare și transbordarea parțială în halde interioare.			Rocile din treptele superioare sînt transportate la halde, iar rocile din treptele inferioare sînt transbordate în halde interioare cu poduri transbordoare sau cu instalații de construit halde.
		4. Metode de exploatare cu transportul parțial al sterilului la halde exterioare și transbordarea parțială în halde interioare.			
		5. Metode de exploatare cu transbordarea unei părți de steril în haldă și depozitarea celei de a doua părți de steril în haldă interioară.			Rocile din treptele superioare sînt extrase și transbordate la halde interioare, iar cele din treptele inferioare sînt depozitate direct în halde interioare.

Tabelul XX.45 (continuare)

0	6	7	8	9	10	11	12	13
4	Excavatoare de orice tip pentru treptele superioare și excavatoare cu parametri funcționali mari pentru treptele inferioare; transport auto, continuu sau feroviar; instalații de format halde.	Extragerea din masiv, depunerea sau transbordarea unei părți din materialul steril în halde interioare. Extragere, încărcare, transport și haldare pentru restul materialului din descoperită.	200—300	5—8	25—30	200—250	Se lărgește domeniul de folosire al metodelor economice de exploatare, cu deplasarea transversală a rocilor sterile în spațiul exploatat. Simplitatea sau complexitatea lor relativă și avantajele economice sînt imprimate în proporția participării elementelor din clasa de metode cu depozitarea directă sau transbordarea rocilor sterile și din clasa de metode cu transportul rocilor sterile la halde.	Volumul rezervelor deschise, pregătite și gata de exploatare sînt mai reduse decît în cazul metodelor cu transportul sterilului la halde.
	Excavatoare de orice tip. Instalații pentru transbordare. Transport și formarea haldelor.		60—120	9—12	25—30	250—300		
			150—250	4—8	20—30	225—275		
	Excavatoare cu acțiune continuă și intermitentă. Instalații pentru transbordarea rocilor sterile în haldă.		200—350	10—15	30—50	150—200		

Tabelul XX.45 (continuare)

0	1	2	3	4	5
		6. Metode de exploatare cu transportul unei părți din steril la halde exterioare, a unei a doua părți la halde interioare și transbordarea în halde interioare a celei de a treia părți din copertă.			Rocile din treptele superioare sînt transportate la halde interioare și exterioare. Rocile din treptele inferioare sînt depozitate în halde interioare cu excavatoare, poduri transbordoare și transbordoare cu braț în consolă.
		7. Metode de exploatare cu transportul unei părți din steril la halde exterioare, a unei a ūoua părți la halde interioare și depozitarea directă în haldă interioară a celei de a treia părți din copertă.			
5	Metode de exploatare speciale.	1. Metode de exploatare a zăcămintelor sub formă de depozite. 2. Metode de exploatare pentru zăcăminte stratiforme subțiri și de grosime medie din aflorimente și din marginile carierelor. 3. Metode de exploatare pentru zăcămintele de turbă. 4. Metode de exploatare a zăcămintelor aluvionare. 5. Metode de exploatare a zăcămintelor de roci utile.	Zăcăminte sub formă de depozite și strate. Descoperta subțire constituită din roci de tărie mică		Descoperta este extrasă de multe ori cu screpere pe roți, prin procedee hidromecanice etc.

Tabelul XX.45 (continuare)

0	6	7	8	9	10	11	12	13
	Excavatoare de orice tip pentru treptele superioare și excavatoare cu parametri funcționali mari pentru treptele inferioare, transport auto, continuu sau feroviar. Instalații de format halde.		100—150	4—6	—	—		
5	Excavatoare, instalații de foraj, screpere pe roți. Instalații pentru hidromecanizare și dragare. Mașini de tăiat roci sub formă de blocuri și calupuri.	Excavare din masiv, încărcare, transport și haldare.	—	—	40—45 la hidromecanaizre	150—375 la hidromecanizare	Descopertarea reprezintă o simplă curățire a zăcămîntului de substanță minerală utilă. Simple din punct de vedere al procesului tehnologic și economice	Domeniul limitat de aplicare.

melor de lucru; necesitatea și lățimea bermelor de transport; numărul blocurilor exploatate simultan; ordinea și ritmul de înaintare a fronturilor de lucru; cantitatea de rezerve deschise, pregătite și gata de exploatare etc.

După modul cum se realizează evacuarea din front și transportul sterilului la halde, metodele de exploatare se clasifică în cinci mari clase, conform celor prezentate în tabelul XX. 45.

În general, procesul tehnologic executat în roci sterile se compune din trei operații de bază: *a) extragere și încărcare*; *b) transport*; *c) formarea haldelor*. În funcție de natura rocilor în care se lucrează, costul acestor operații corespunde cu proporția: *a:b:c* — 3:5:2 la roci moi și *a:b:c* — 4:4:2 la roci tari stîncoase. Cu alte cuvinte, în condiții obișnuite, transportul și operațiile de depozitare în halde reprezintă pînă la 60—70% din costul total al descopertării.

În cadrul fiecărei din cele cinci clase de metode de exploatare se vor distinge mai multe grupe de metode și metode de exploatare, în funcție de tipul utilajului întrebuințat pentru excavare, transport și formarea haldelor, precum și de repartizarea diferită a utilajului în procesul tehnologic de producție.

11.1. METODE DE EXPLOATARE CU DEPUNEREA DIRECTĂ A STERILULUI ÎN HALDE INTERIOARE

Metodele de exploatare cu depozitarea directă a sterilului în halde interioare se folosesc pentru exploatarea zăcămintelor stratiforme orizontale sau puțin înclinate, de grosime mică, situate la adîncime mică și cu rocile din descopertă de tărie mică sau cel mult medie. Pe plan mondial aceste metode de exploatare sînt folosite la exploatarea multor zăcăminte de cărbuni, fosforite, argilă refractară, bauxită etc. În ultimul timp aceste metode de exploatare sînt folosite și pentru extragerea aflorimentelor și părților superioare ale zăcămintelor de cărbuni de mare înclinare. Extragerea din masiv se face cu utilaj mecanic și numai în cazuri rare se procedează la afînarea masivului prin lucrări de perforare-împușcare înainte de a se trece la excavarea masivului și depunerea sterilului în halde interioare.

11.1.1. METODE DE EXPLOATARE CU DEPUNEREA DIRECTĂ A STERILULUI ÎN HALDE INTERIOARE ÎNTR-O SINGURĂ REPRIZĂ

La aceste metode de exploatare excavarea și deplasarea rocilor sterile din frontul de lucru pînă la halde se face de obicei cu excavatoare cu acțiune intermitentă, lopeți mecanice sau dragline, care sînt folosite simultan și pentru lucrările de haldare. În acest caz, roca sterilă din copertă este excavată numai o singură dată.

În funcție de numărul treptelor în care a fost împărțită coperta, tipul și numărul excavatoarelor care lucrează, deosebim mai multe metode caracteristice pentru această grupă de metode de exploatare.

Metoda de excavare, transport și haldare cu excavatoare lopată mecanică. În cadrul acestei metode de exploatare, utilizînd excavatorul lopată mecanică (fig. XX. 102), materialul din descopertă este extras, evacuat și depozitat în spațiul exploatat, unde formează pentru fiecare intrînd o nouă haldă paralelă cu frontul de lucru. Fiecare

fișie de haldă conține, sub formă afînată, un volum V_2 rezultat din excavarea masivului de volum V_1. Volumul V_1 reprezintă volumul întrîndului cu lățimea A, înălțimea H, secțiunea *1, 2, 3, 4* și lungime egală cu lungimea frontului repartizat excavatorului. Volumul afînat al haldei are secțiune *5, 6, 7, 8* și înălțimea H_0 măsurată de la culcușul zăcămîntului, sau H_{ds}, măsurată de la nivelul acoperișului acestuia.

Excavatorul păstrează distanța L_1 de la bordura bermei de util pînă la mijlocul cabinei, astfel ca raza de descărcare R_d să se mențină constantă la fiecare nou întrînd. Deschiderea vetrei carierei „*a*" impune transportul utilului, fie pe berma superioară a treptei de util, fie pe vatra carierei.

Între parametrii de lucru ai excavatoarelor utilizate la descopertare și elementele geometrice ale treptelor de descopertă și cele de haldă există următoarea relație:

$$H = (H_{ds} + h - 0{,}25A \operatorname{tg}\beta)\frac{1}{K} \quad [\text{m}] \qquad (11.1)$$

De pe figură se deduce că:

$$H_0 = H_{ds} + h = \operatorname{tg}\beta(R_d - a - h \operatorname{ctg}\alpha - b - c) \quad [\text{m}] \qquad (11.2)$$

Ținînd seama de relația lui H și H_0 se obține:

$$H = (R_d - a - h \operatorname{ctg}\alpha - b - c - 0{,}25A)\frac{\operatorname{tg}\beta}{K} \quad [\text{m}] \qquad (11.3)$$

Extragerea utilului în cadrul acestei metode de exploatare se face direct cu ajutorul excavatoarelor lopată mecanică, iar transportul se realizează de obicei cu mijloace auto (fig. XX. 102) care se deplasează pe berma superioară a treptei de util.

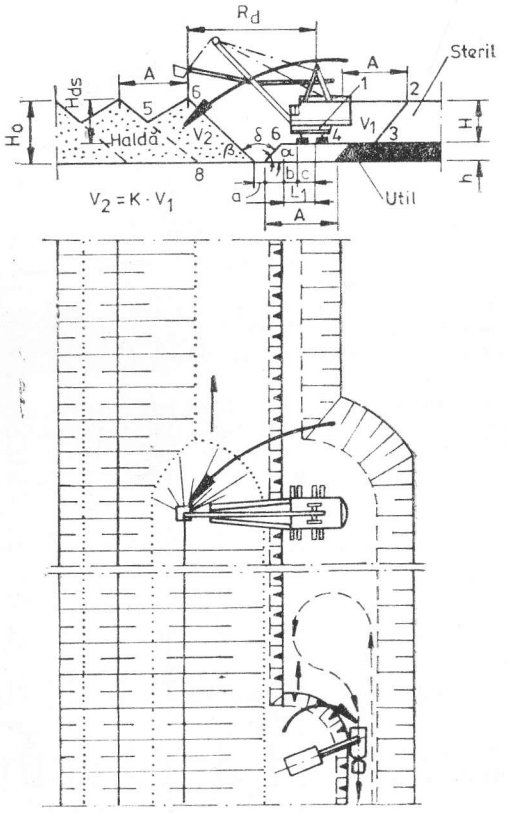


Fig. XX.102. Metoda de excavare, transport și haldare cu excavatorul lopată mecanică:

H — înălțimea treptei de descopertă, m; H_{ds} — înălțimea necesară pentru descărcarea excavatorului, m; R_d — raza necesară de descărcare a excavatorului, m; h — grosimea stratului de substanță minerală utilă; A — lățimea întrîndului, m; c — jumătate din lățimea bazei excavatorului, m; b — bermă de siguranță, m; α — unghiul de taluz al treptei de substanță minerală utilă; β — unghiul de taluz al haldei; δ — unghiul de taluz stabil al treptei de util; K — coeficient de afînare a sterilului în haldă.

Metoda de excavare, transport și haldare cu excavatoare de tip draglină. În cadrul acestei metode de exploatare se utilizează excavatoare de tip draglină(fig.XX.103) pentru extragerea și depozitarea sterilului în spațiul exploatat. Draglina se deplasează pe berma superioară a treptei de steril, extrage materialul și îl depune în haldă sub formă de conuri sau sub forma unei fișii continue. Relațiile de legătură între parametrii

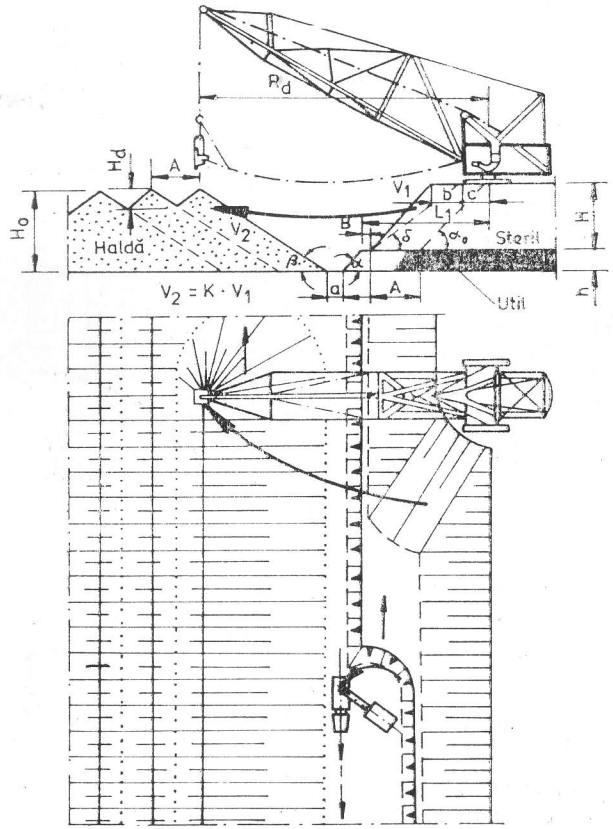


Fig. XX.103. Metoda de excavare, transport și haldare cu excavatorul de tip draglină :

H — înălțimea treptei de descopertare m; *h* — înălțimea treptei de substanță minerală utilă, m; H_d — înălțimea de descărcare a draglinei față de nivelul de vehiculare, m; *B* — lățimea bermei superioare a treptei de util, m; α_0 unghiul de înclinare al treptei de descopertă, grade.

funcționali ai draglinei și elementele geometrice ale treptelor apar sub forma:

$$H = (H_d + h - 0{,}25\ A\ \mathrm{tg}\ \beta)\ \frac{1}{K-1} \quad [\mathrm{m}] \tag{11.4}$$

Din fig. XX. 103, se deduce că:

$$H_0 = H_d + H + h = (R_d - a - h\,\mathrm{ctg}\ \alpha - B - H\,\mathrm{ctg}\ \delta - c)\mathrm{tg}\ \beta \tag{11.5}$$

Ținînd seama de relația lui H_0 și făcînd înlocuirea în ecuația volumelor se obține:

$$H = (R_d - a - h\,\mathrm{ctg}\,\alpha - B - c - 0{,}25A)\ \frac{1}{K\,\mathrm{ctg}\ \beta + \mathrm{ctg}\ \delta} \quad [\mathrm{m}] \tag{11.6}$$

După cum se poate constata din figură, extragerea utilului se realizează cu excavatoare lopată mecanică, iar transportul acestuia se poate face cu mijloace auto sau cu transportoare cu bandă.

Practica lucrului într-o serie de cariere a confirmat posibilitatea utilizării draglinelor puternice pentru excavarea materialului și de sus în jos, ceea ce a permis extinderea aplicării metodei de exploatare cu depunerea directă a sterilului în spațiul exploatat.

Prin instalarea draglinei pe un orizont intermediar (fig.XX.104) se poate mări înălțimea totală a treptei de descopertă comparativ cu același parametru la instalarea draglinei pe berma superioară a treptei.

În înălțimea subtreptei pe care se instalează draglina este dată de relația:

$$H_2 = (H_d - KH_1 + h - 0{,}25\ A\ \mathrm{tg}\ \beta)\ \frac{1}{K-1} \quad [\mathrm{m}] \tag{11.7}$$

Exprimînd înălțimea subtreptei inferioare de descopertă în funcție de raza de descărcare a draglinei R_d, se obține următoarea relație:

$$H_2 = (R_d - a - h\,\mathrm{ctg}\,\alpha - B - c - 0{,}25\,A - KH_1\,\mathrm{ctg}\,\beta)\ \frac{\mathrm{tg}\,\beta\ \mathrm{tg}\,\delta}{K\,\mathrm{tg}\,\delta + \mathrm{tg}\,\beta} \quad [\mathrm{m}] \tag{11.8}$$

Extragerea substanței minerale utile se face folosind excavatoare cu acțiune intermitentă. Transportul utilului din front se realizează auto, pe cale ferată sau cu transportoare cu bandă.

Metoda de exploatare „excavator-carieră". Se aplică în cazul unor zăcăminte stratiforme orizontale sau slab înclinate, cu grosimea maximă de 25—30 m și copertă formată din roci de tărie mică, a căror grosime nu depășește, de asemenea, 30 m.

Extragerea rocilor sterile și utilului (fig. XX.105) se realizează cu ajutorul unui singur excavator de tip draglină. Roca sterilă din copertă este deversată în zona exploatată, iar substanța minerală utilă este încărcată într-un buncăr mobil instalat la suprafață. Din buncărul mobil, utilul este transportat cu ajutorul transportoarelor cu bandă, cu autobasculante sau cu vagoane.

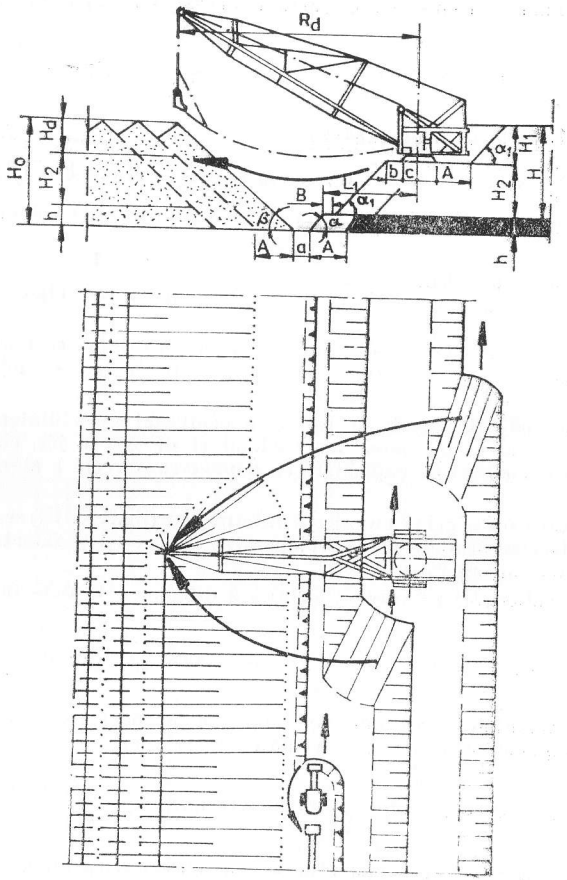


Fig. XX.104. Metoda de excavare, transport și haldare cu draglină instalată pe o subtreaptă:

H_1 — înălțimea subtreptei superioare; H_2 — înălțimea subtreptei inferioare.

Această metodă de exploatare se aplică cu succes la multe cariere de cărbune și minereuri de tărie mică din U.R.S.S., S.U.A., Anglia și alte țări. La aplicarea acestei metode de exploatare, în cazul zăcămintelor de cărbuni superiori, coeficientul de descopertă poate ajunge la 25—28 m³/t.

Metoda de excavare, transport și haldare cu folosirea simultană a două excavatoare. În vederea extinderii domeniului de aplicare a metodei de exploatare cu depo-

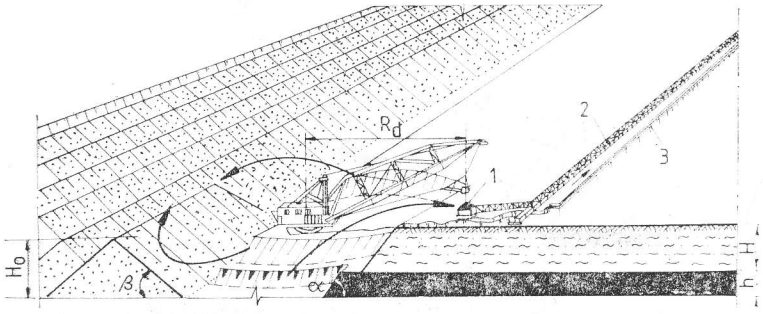


Fig. XX.105. Metoda de exploatare „excavator-carieră":

1 — buncăr mobil de încărcare; *2* — transporter magistral cu bandă; *3* — rețea de iluminare.

zitarea directă a sterilului în spațiul exploatat și la zăcăminte care au o copertă mai groasă, se pot aplica scheme mai complexe de excavare, cu utilizarea simultană a două mașini pentru realizarea descopertării. Variantele mai întrebuințate sînt cele în care descopertarea se realizează cu un excavator lopată mecanică și o draglină (fig. XX. 106) sau cu două dragline (fig. XX. 107).

În prima variantă, cu folosirea unui excavator lopată mecanică și a unei dragline, cu lopata mecanică se extrage subreapta inferioară, iar cu draglina se excavează subreapta superioară a cărei înălțime h_1 nu depășește, de obicei, 10 m. Parametrii de care trebuie să se țină seama la folosirea acestei variante de lucru sînt dați de relațiile:

$$H_d = Kh_2 + \frac{A}{4}\operatorname{tg}\beta - h \quad [\text{m}] \tag{11.9}$$

$$R_d = c + b + h\operatorname{ctg}\alpha + (H_d + h)\operatorname{ctg}\beta \quad [\text{m}] \tag{11.10}$$

$$R'_d = R_d + D + 1{,}5A - r_d \quad [\text{m}] \tag{11.11}$$

$$D = H\operatorname{ctg}\delta + c' \quad [\text{m}] \tag{11.12}$$

Semnificația notațiilor poate fi urmărită pe fig.XX.106.

În cea de a doua variantă extragerea copertei se face în două subtrepte cu două dragline, conform celor prezentate în fig.XX.107.

Raza de descărcare a draglinei inferioare se determină cu relația:

$$R'_d = R_d - D + (h'_0 - h_0)\operatorname{ctg}\beta \quad [\text{m}] \tag{11.13}$$

În acest caz înălțimea subtreptei superioare h_1 poate ajunge pînă la 50% din înălțimea subtreptei inferioare.

În ambele situații draglinele care excavează partea superioară a copertei trebuie să aibă parametrii liniari mari sau foarte mari, motiv pentru care metodele sînt folosite relativ rar.

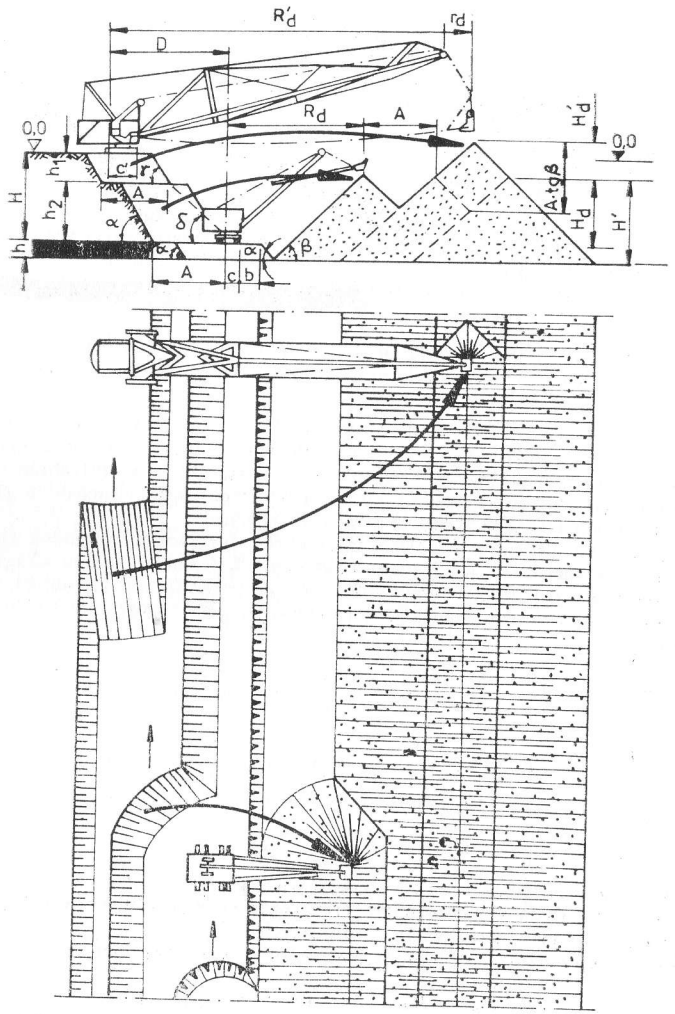


Fig. XX.106. Metoda de excavare, transport și haldare cu folosirea simultană a unei lopeți mecanice și a unei dragline :

$H = h_1 + h_2$ — grosimea copertei; h — grosimea stratului de substanță minerală utilă; h_2 — înălțimea treptei excavată cu lopata mecanică; Hd și Rd — înălțimea și respectiv raza de descărcare a lopeții mecanice; $H'd$ și $R'd$ — înălțimea și respectiv raza de descărcare a draglinei; D — distanța dintre axele lopeții mecanice și a draglinei; A — lățimea întrîndului de atac; rd — alungirea razei de descărcare datorită înaintării cupei.

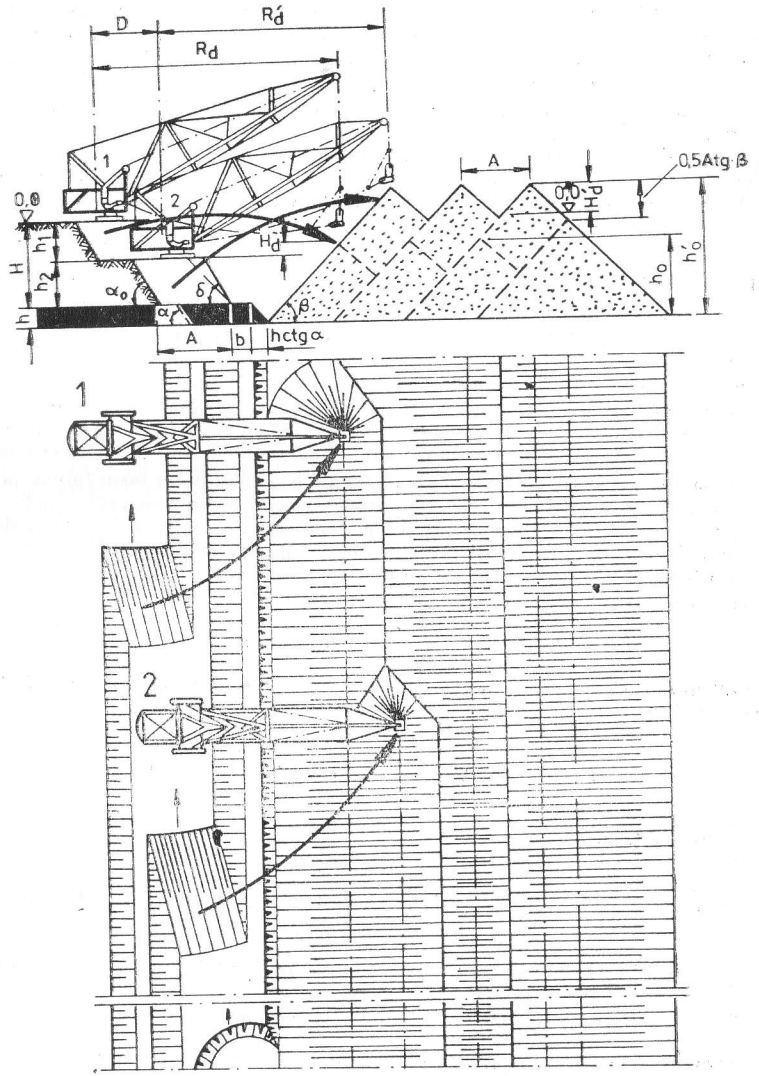


Fig. XX.107. Metoda de excavare, transport și haldare cu folosirea a două dragline :

$H = h_1 + h_2$ — grosimea totală a copertei; h — grosimea stratului de substanță minerală utilă; A — lățimea întrîndului excavat; H_d' și $R'd$ — înălțimea și respectiv raza de descărcare a draglinei care lucrează la treapta inferioară; R_d — raza de descărcare a dragline i superioare; D — distanța între axele draglinelor; h_0 — înălțimea haldei, formată de draglina superioară; h' — înălțimea totală a haldei.

Şi în cadrul acestor metode de exploatare, extragerea utilului se realizează cu excavatoare cu acţiune intermitentă, iar transportul acestuia de la locul de extragere la uzina de preparare sau la punctul de livrare pentru beneficiar se face auto, pe cale ferată sau cu transportoare cu bandă.

La metodele de exploatare cu depunerea directă a sterilului într-o singură repriză, grosimea admisibilă a descopertei este mai mică ca la celelalte metode de exploatare; lăţimea bermelor este limitată; sînt limitate, de asemenea, şi rezervele deschise, pregătite şi gata de exploatare. În cazul acestor metode de exploatare, substanţa minerală utilă se extrage de obicei printr-o singură treaptă, folosindu-se de preferinţă descărcarea superioară.

11.1.2. METODE DE EXPLOATARE CU DEPUNEREA DIRECTĂ A STERILULUI ŞI CU REEXCAVAREA PARŢIALĂ SAU TOTALĂ A ACESTUIA DIN LOCUL INIŢIAL DE DEPOZITARE

Metodele de exploatare cu depunerea directă a sterilului în spaţiul exploatat şi reexcavarea acestuia din locul iniţial de depozitare se foloseşte atunci cînd parametrii funcţionali ai excavatoarelor de la descopertare nu sînt suficienţi de mari pentru depozitarea sterilului în haldă, astfel încît să nu mai fie nevoie de reexcavarea acestuia.

Metoda de exploatare cu reexcavarea parţială a sterilului din locul iniţial de depozitare. La aplicarea acestei metode de exploatare, sterilul provenit din copertă este în parte reexcavat din locul iniţial de depozitare. Pentru excavare şi depunere iniţială în halda primară se folosesc excavatoare lopată mecanică, iar pentru reexcavare şi depunerea în halda secundară se folosesc draglinele (fig. XX 108).

Înălţimea haldei primare este dată de relaţia:

$$H_0 = [R_{d_{ex}} - c - B - h(\operatorname{ctg}\delta - \operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta)]\operatorname{tg}\beta \qquad (11.14)$$

Înălţimea treptei de descopertare funcţie de elementele geometrice ale haldei primare şi treptei de util va fi:

$$H = [2H_0^2\operatorname{ctg}\beta - h^2(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta)]\frac{1}{2KA} \quad [m] \qquad (11.15)$$

iar înălţimea haldei secundare va fi:

$$H_0'' = \frac{L}{A}\left[H_0 - 0{,}25\,L\operatorname{tg}\beta - \frac{h^2}{2}(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta)\right] + 0{,}25\,A\operatorname{tg}\beta \quad [m] \qquad (11.16)$$

unde L este lăţimea pe care se face reexcavarea materialului din halda primară; $L = a + h(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta)$ [m]

Parametrii liniari funcţionali ai draglinei trebuie să satisfacă relaţiile:

— raza de excavare, R_{exd}: $R_{exd} = c + b + H_0'\operatorname{ctg}\beta + a$ [m] (11.17)

— raza de descărcare, R_{dd}: $R_{dd} = c + c_1 + H_0''\operatorname{ctg}\beta$ [m] (11.18)

— adîncimea de excavare, $H_e > H_0'$, iar înălţimea de descărcare $H_d > H_0''$.

Coeficientul de reexcavare a materialului haldat este dat de raportul dintre volumul de steril reexcavat de draglină V_{reex} şi volumul de steril depus în halda primară de excavatorul lopată mecanică $V_2 = K \cdot V_1 = K \cdot A \cdot H$;

$$K_{reex} = \frac{V_{reex}}{V_2} \qquad (11.19)$$

Volumul de steril reexcavat pe 1 m lungime de direcţie a haldei este:

$$V_{reex} = L\left[H_0 - 0{,}25\,L\operatorname{tg}\beta - \frac{h^2}{2}(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta)\right] \quad [m^3] \qquad (11.20)$$

unde H_0 este înălţimea haldei primare realizată de excavatorul lopată mecanică.

Această metodă de exploatare se foloseşte în cazul unor roci stabile care nu au tendinţa de surpare în haldă. Caracteristicile metodei de exploatare cu reexcavarea parţială a sterilului sînt analoage cu caracteristicile metodelor de exploatare cu depozitarea directă a sterilului în haldă într-o singură repriză.

Metoda de exploatare cu reexcavarea totală a sterilului din locul iniţial de depozitare. Practica lucrului într-o serie de cariere a arătat că instalînd dragline puternice pe halda primară se pot exploata trepte de înălţimi apreciabile folosind un singur excavator. Draglina instalată pe haldă (fig. XX. 109) excavează rocile acoperitoare sterile în două subtrepte şi, în faza iniţială de lucru, acoperă complet stratul de substanţă minerală utilă.

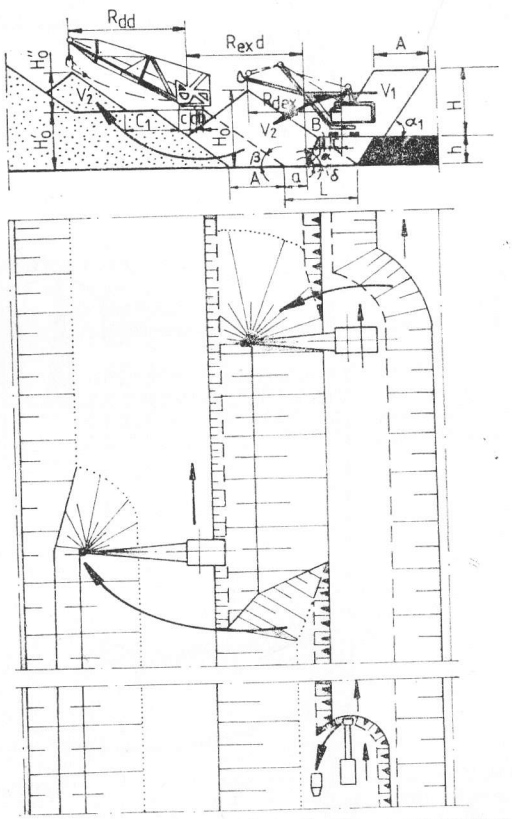


Fig. XX.108. Metoda de exploatare cu reexcavarea parţială a sterilului din locul iniţial de depozitare.

Condiţia necesară pentru aplicarea acestei metode de exploatare constă în egalitatea volumului de steril rezultat din întrindul excavat în copertă şi a volumelor posibile de înmagazinat în halda primară şi cea definitivă.

$$KA(H_1 + H_2) = A(h + H_2 + H_{ds}) - 0{,}25\,A^2\operatorname{tg}\beta \ [m^3] \qquad (11.21$$

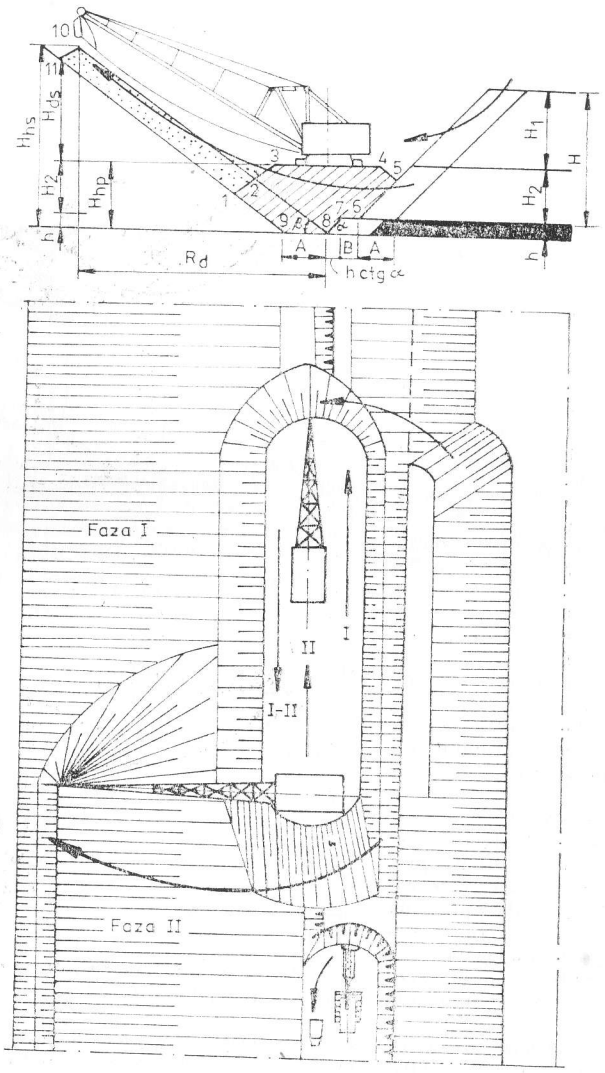


Fig. XX.109. Metoda de exploatare cu reexcavare totală a sterilului din locul inițial de depozitare.

Pe lîngă această condiție, înălțimea — H_{hp} — a haldei primare trebuie să fie suficientă pentru a se putea face exploatarea părții superioare a treptei și depozitarea rocii în halda secundară cu înălțimea de H_{hs}:

$$H_{hp} = (H_2 + h) = H_{hs} - H_{ds} \text{ [m]} \tag{11.22}$$

În prima fază draglina extrage partea superioară a treptei de descopertare și depozitează sterilul în haldă, formînd halda primară. În faza a doua draglina extrage sterilul din subtreapta inferioară a copertei și din partea haldei primare cu secțiunea $2-3-4-5-6-7-8$ și îl depozitează în haldă secundară definitivă. După faza a doua de lucru a draglinei, substanța minerală utilă devine accesibilă pentru exploatare.

Pentru o descopertare bună a stratului de substanță minerală utilă este indicat ca axa de rotație a draglinei, care este în același timp și axa de deplasare a ei de-a lungul haldei, să treacă prin bordura inferioară a treptei de util. În acest caz raza de descărcare a draglinei, R_{dd}, se va determina din relația:

$$R_{dd} = (H_{ds} + H_2 + h) \text{ ctg } \beta \text{ [m]} \tag{11.23}$$

Această metodă permite folosirea simultană a parametrilor funcționali maximi (R_{dd} și H_{ds}) ai draglinei.

Relațiile de mai sus permit determinarea parametrilor H, H_1 și H_2 ai copertei, în funcție de parametrii de lucru ai utilajului și elementele fronturilor de lucru.

Această metodă de exploatare este mai eficientă decît precedenta, la care costul lucrărilor este ridicat din cauza folosirii concomitente a două mașini a căror putere și parametrii de lucru trebuie să coincidă.

În condiții mai dificile de zăcămînt pot fi folosite variante de lucru cu reexcavarea repetată parțială sau totală a sterilului rezultat din copertă. În acest caz K_{reex} are valoare supraunitară. Totuși coeficientul de reexcavare are o anumită limită de eficacitate economică, care se determină prin compararea cu costul transportului sterilului la haldă interioară, folosindu-se formula:

$$c_T = c_D(1 + K_{reex}) \text{ [lei]} \tag{11.24}$$

în care c_T și c_D reprezintă costul excavării, transportului și depunerii unui m³ de steril în haldă după sistemul cu transport și respectiv fără transport, în lei.

Pentru comparațiile tehnico-economice de orientare se poate socoti că la exploatarea rocilor moi și de tărie medie, costul transportului sterilului la halde exterioare este aproximativ același ca și pentru reexcavarea dublă a materialului din haldă, adică $(1 + K_{reex}) = 3$ (o excavare din masiv și două reexcavări din haldă).

11.1.3. METODE DE EXPLOATARE A AFLORIMENTELOR ZĂCĂMINTELOR DE ÎNCLINARE MARE

În multe bazine miniere din țară și străinătate se pune problema exploatării prin lucrări la zi a părții superioare — 40—50 m a zăcămintelor de înclinare medie și mare. Pentru acest lucru trebuie alese metode de exploatare adecvate care să necesite investiții mici, o durată scurtă de deschidere și un timp redus pentru atingerea capacității proiectate de producție. Aceste condiții pot fi realizate numai prin aplicarea metodelor de exploatare fără transport (fig. XX. 110).

Exploatarea aflorimentelor cu înclinare mare, cu grosime peste 20—25 m (fig. XX. 110, *a*). Pentru exploatarea acestor aflorimente se recomandă metoda fără transportul

sterilului din copertă, folosindu-se excavatoare tip draglină de mari dimensiuni, cu ajutorul cărora se poate exploata aflorimentul pe o adîncime de 35—40 m.

Organizarea lucrului constă în următoarele: după îndepărtarea aluviunilor se execută tranşee de pregătire, cu ajutorul excavatorului draglină, sterilul extras fiind depozitat în haldă provizorie, situată în parte peste afloriment. Executarea tranşeei,

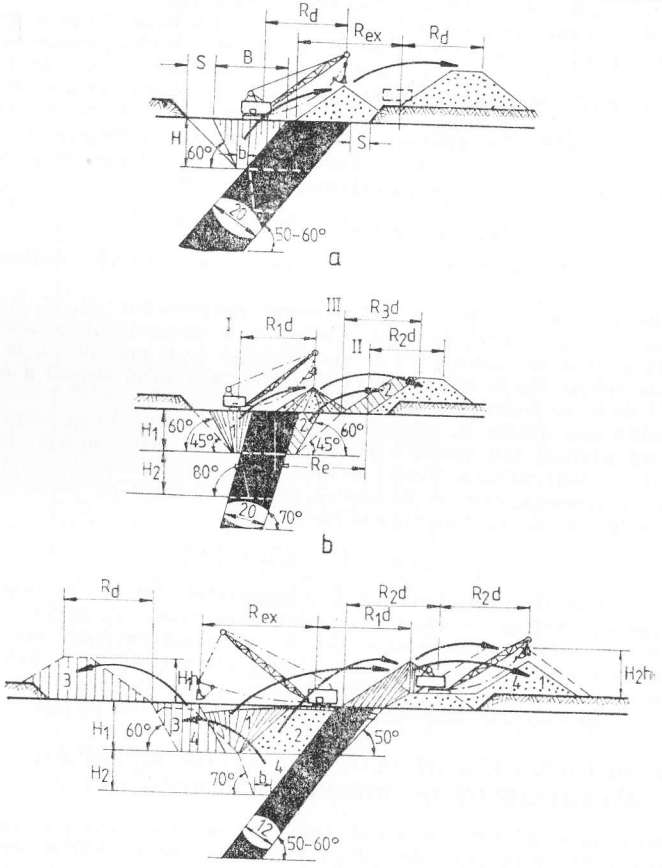


Fig. XX.110. Exploatarea prin lucrări la zi a aflorimentelor zăcămintelor stratiforme:

a — aflorimente de grosime mare şi înclinare sub 60°; *b* — aflorimente de grosime mare şi înclinare peste 60°; *c* — aflorimente de grosime medie şi înclinare sub 60°; R_{ex} — raza de excavare; R_d — raza de descărcare; H — înălţimea treptei; H_h — înălţimea haldei; B — lăţimea tranşeei la partea superioară; b — lăţimea tranşeei la vatră; S — berma de siguranţă.

reexcavarea sterilului şi depunerea acestuia în haldă definitivă, situată în culcuşul zăcămîntului, se realizează cu acelaşi excavator, pe sectoare de 100—150 m. Cărbunele se extrage printr-un întrînd cu lăţimea egală cu grosimea stratului şi pe toată înălţimea treptei formată de tranşeea de pregătire. Transportul utilului se poate face cu autocamioane basculante.

A doua treaptă de cărbune se extrage în retragere, cu excavatorul draglină, începînd de la limita exploatării la zi. Excavatorul, aşezat pe berma superioară a treptei, extrage cărbunele prin excavare de jos în sus şi apoi descarcă cupa în spatele lui, rotindu-se cu 180°. Din depozitul provizoriu de pe berma superioară, cărbunele este încărcat cu un excavator lopată mecanică în autobasculante şi transportat la punctul de livrare.

Exploatarea aflorimentelor de înclinare foarte mare şi grosime de 20 — 25 m (fig.XX.110,*b*). În cazul acestor aflorimente, pentru asigurarea stabilităţii taluzelor apare necesitatea de a se face, pe o anumită adîncime, excavarea sterilului şi din culcuşul zăcămîntului. Aceasta se realizează după extragerea utilului din prima treaptă, depozitînd sterilul în haldă pe marginea exploatării la zi. Datorită înclinării mari a stratului, partea de util neextrasă din acoperiş în a doua treaptă va fi mai mică şi, ca urmare, se vor micşora şi pierderile de util.

Exploatarea aflorimentelor cu înclinare mare, cu grosime pînă la 15 m (fig.XX.110, *c*). În acest caz, grosimea stratului fiind limitată, apare necesitatea executării lucrărilor de descopertare în acoperiş şi pentru treapta a doua.

Tranşeea de pregătire a primei trepte trebuie să aibă următoarele dimensiuni: lăţimea la partea superioară 50—55 m, adîncimea 18—20 m, lăţimea la partea inferioară 25—30 m.

Excavarea tranşeei de pregătire se execută succesiv, pe sectoare de cîte 100—150 m fiecare. Săparea tranşeei se face cu un excavator tip draglină care haldează provizoriu materialul excavat, pe berma din culcuşul stratului, de unde prin intermediul unui al doilea şi eventual al treilea excavator draglină va fi depozitat în halda definitivă.

Înainte de a săpa tranşeea de pregătire pentru treapta a doua la nivelul primei trepte, se procedează la lărgirea marginii exploatării la zi în partea de acoperiş a stratului, depozitînd sterilul pe aceeaşi parte a carierei. Această lărgire suplimentară este necesară pentru a se putea obţine un spaţiu în vederea depozitării sterilului rezultat de la săparea tranşeei de pregătire pentru treapta a doua.

Deci pentru descopertarea stratului de util la nivelul treptei a doua sînt necesare două sau trei excavatoare tip draglină, unul sau două pentru lărgirea marginii carierei şi depozitarea materialului în haldă definitivă şi cel de-al treilea pentru săparea tranşeei 4 care va avea următoarele dimensiuni: lăţime la vatră 5 m, lăţime la partea superioară 25 m, adîncime 15 m.

Utilul din prima treaptă se extrage la o distanţă de 75—150 m, în urma frontului de descopertare. Extragerea se face pe toată înălţimea treptei printr-un singur întrînd, cu lăţimea egală cu grosimea stratului. Utilul afinat se încarcă în camioane autobasculante cu ajutorul unui excavator tip lopată mecanică. Vatra treptei serveşte ca drum pentru autocamioane, cu ieşirea la suprafaţă prin tranşeea de acces săpată la una din extremităţile carierei.

Săparea tranşeei de pregătire pentru treapta a doua, precum şi extragerea utilului din această treaptă se fac în retragere, adică de la limita carierei spre tranşeea de acces.

Extragerea utilului se face pe toată înălțimea treptei a II-a și pe toată grosimea stratului tot cu ajutorul excavatorului tip draglină așezat pe treapta I. Descărcarea cupei se face pe berma de cărbune, după o rotire a excavatorului cu 180°, de unde utilul va fi încărcat în autobasculante și transportat la suprafață.

11.1.4. ORGANIZAREA LUCRĂRILOR DE DESCOPERTARE ȘI DE EXTRAGERE A SUBSTANȚEI MINERALE UTILE

La aplicarea în cariere a metodelor de exploatare cu depunerea sterilului în halde interioare, utilajul principal este excavatorul de la descopertare, la care se alege unul corespunzător pentru extragerea substanței minerale utile, iar în cazul folosirii reexcavării mai trebuie aleasă o draglină pentru efectuarea reexcavării sterilului din locul inițial de depozitare.

Organizarea lucrărilor în astfel de cariere se face în funcție de numărul complexelor de mașini în funcțiune. Frontul total al carierei se împarte în blocuri, fiecare prezentîndu-se ca un sector independent și deci trebuie să aibă intrare și ieșire din carieră.

În funcție de condițiile concrete ale carierei sînt posibile cîteva variante de organizare a lucrărilor.

Un singur bloc, cu o singură ieșire (fig.XX.111, *a*). Excavatorul de la descopertare merge înaintea celui de la extragerea substanței minerale utile, decalajul este funcție de condițiile de siguranță impuse. După extragerea intrîndului excavatoarele fac o cursă în gol și încep excavarea intrîndului următor din aceeași parte a carierei.

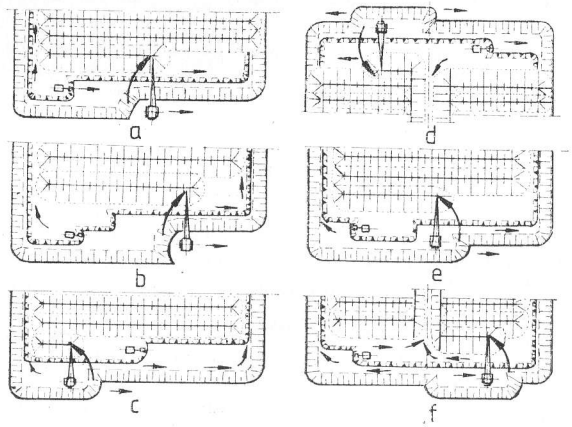


Fig. XX.111. Scheme de organizare a extragerii sterilului și utilului în cadrul metodelor de exploatare cu depunerea directă a sterilului în spațiul exploatat.

Un singur bloc, cu două ieșiri (fig.XX.111, *b* și *c*). Extragerea atît cu excavatorul de la descopertă cît și cu cel de la util se face în ambele sensuri (lucrează după sistemul suveică), însă după terminarea extragerii intrîndului, curent, are loc o staționare a excavatoarelor. După cum se constată de pe figură, excavarea substanței minerale utile se poate face după două scheme: 1) excavatorul de la extragerea utilului urmează după cel de la extragerea sterilului (fig.XX.111, *b*); 2)excavatorul de la extragerea utilului merge înaintea celui de la descopertare (fig. XX. 111, *c*).

Două blocuri cu o singură ieșire centrală (fig. XX 111, *d*). Tranșeea de ieșire de la front împarte cariera în două blocuri, în care se efectuează pe rînd lucrări de descopertare și de extragere.

Excavatorul de la descopertare face excavarea sterilului de la tranșeea centrală către flancurile cîmpului carierei. După excavarea unui intrînd pe o aripă (într-un bloc) excavatorul face marș în gol pînă la tranșeea centrală, de unde începe excavarea intrîndului de descopertare pe cealaltă aripă a cîmpului minier.

Extragerea utilului se face cu un excavator lopată mecanică care lucrează alternativ cu excavatorul draglină de la tranșeea centrală spre extremitățile blocurilor.

Schema este aplicabilă și la metoda de exploatare cu reexcavarea sterilului din locul inițial de depozitare dar, în acest caz, la descopertarea sterilului din dreptul tranșeei, aceasta va fi temporar umplută cu steril pentru ca să aibă pe unde trece draglina de la reexcavare.

La folosirea mașinilor de mare capacitate, lungimea totală a frontului de lucru trebuie să fie de cel puțin 2000 m.

Două blocuri cu două ieșiri pe flancuri (fig. XX.111, *e*). În cazul acestei variante, cîmpul carierei se excavează pe două aripi, în care se efectuează pe rînd lucrări de descopertare și de extragere a substanței minerale utile. Excavarea se face de la centru spre flancuri, atît la util cît și la steril, iar cursa în gol de la extremitatea cîmpului spre centru.

Pentru o activitate productivă va trebui ca lungimea totală a frontului să fie de cel puțin 2000 m.

Două blocuri cu trei ieșiri — una pe centru și două pe flancuri (fig. XX. 111, *f*). La această variantă transportul se poate face în flux și deci este deosebit de avantajos în cazul folosirii autobasculantelor. De obicei, extragerea sterilului și utilului se face alternativ pe blocuri: de la centrul carierei spre extremitatea acesteia, iar cursa în gol a excavatoarelor invers, de la extremități spre centru. Și în acest caz lungimea totală a frontului trebuie să fie de cel puțin 2000 m.

Lungimea frontului de descopertare (L) adeseori depășește lungimea frontului de haldare (L_0) — $L > L_0$ — lucru provocat de crearea tranșeelor de ieșire sau a drumurilor pentru transportul substanței minerale utile din orizonturile de extragere la suprafață. Aceasta obligă la mărirea înălțimii treptei de haldă pe întregul front, la mărirea coeficientului de reexcavare în sectoarele de dispunere a tranșeelor de ieșire sau la aplicarea unor metode speciale pentru excavarea sectoarelor frontale.

În multe cariere, părțile frontale, în întregime sau în parte, sînt excavate cu ajutorul unor utilaje suplimentare și materialul rezultat este transportat sau este extras cu draglina și depus pe marginea carierei, unde se formează o haldă exterioară.

Dintre variantele de organizare prezentate sînt preferabile acele în care este posibilă funcționarea independentă a utilajelor de descopertare și a celor de extragere a substanței minerale utile.

11.2. METODE DE EXPLOATARE CU TRANSBORDAREA ROCILOR STERILE LA HALDE

La metodele de exploatare cu transbordarea rocilor în halde, acestea sînt depozitate în halde interioare cu ajutorul unor instalații mobile: benzi transbordoare în consolă sau poduri transbordoare de mare deschidere.

Procesul tehnologic al lucrărilor în steril este compus din două operații de bază marcate prin: 1) excavarea rocii sterile; 2) transbordarea acestora și formarea haldelor. Excavarea rocilor sterile se face cu excavatoare cu acțiune continuă și mai rar cu excavatoare cu acțiune intermitentă. Roca excavată este transportată și depusă în halde interioare cu ajutorul transportoarelor cu bandă montate pe transbordoare cu braț în consolă sau pe poduri transbordoare de mare deschidere.

Aceste metode de exploatare se aplică în cazul unor strate orizontale sau de înclinare mică, cu rocile din copertă de tărie mică.

11.2.1. METODA DE EXPLOATARE CU TRANSBORDAREA ȘI DEPOZITAREA STERILULUI ÎN HALDE, CU FOLOSIREA TRANSBORDOARELOR CU BRAȚ ÎN CONSOLĂ

Transbordoarele cu braț în consolă întrebuințate în exploatările la zi au lungimi mari și sînt folosite pentru transportul sterilului din fronturile de lucru direct la halda interioară (fig. XX.112). Debitul acestor transbordoare trebuie să corespundă debitului excavatorului cu care lucrează în complex.

Deplasarea transbordoarelor cu braț în consolă de-a lungul fronturilor de lucru se poate face pe șenile, cu sistem pășitor sau, mai rar, cu trenuri de roți pe linii de cale ferată. Deplasarea pe șenile a acestor agregate asigură manevrabilitate mare și

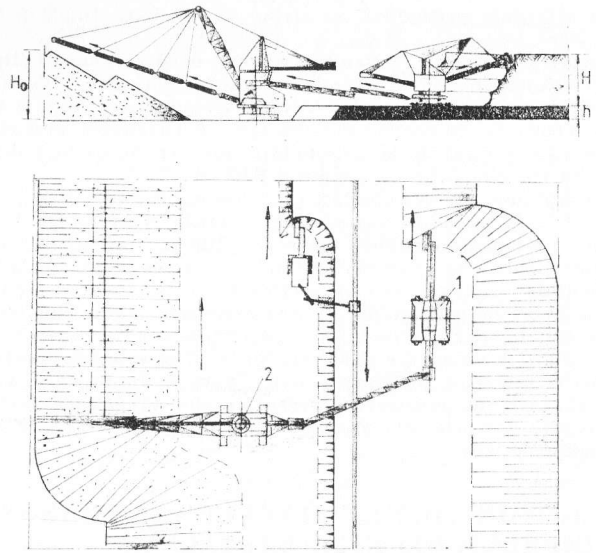


Fig. XX. 112. Metoda de exploatare cu transbordarea sterilului, cu folosirea unui transbordor cu braț în consolă:
1 — excavator cu rotor; *2* — transbordor cu braț în consolă.

se folosește pe scară largă. Construcțiile grele sînt prevăzute cu trei perechi de șenile cu acționare independentă a fiecărei perechi de șenile.

În cazul folosirii transbordoarelor cu braț în consolă, parametrii metodei de exploatare sînt limitați de elementele constructive ale transbordorului, așezarea în frontul de lucru și poziția transbordorului față de poziția frontului de lucru în util (fig.XX.113).

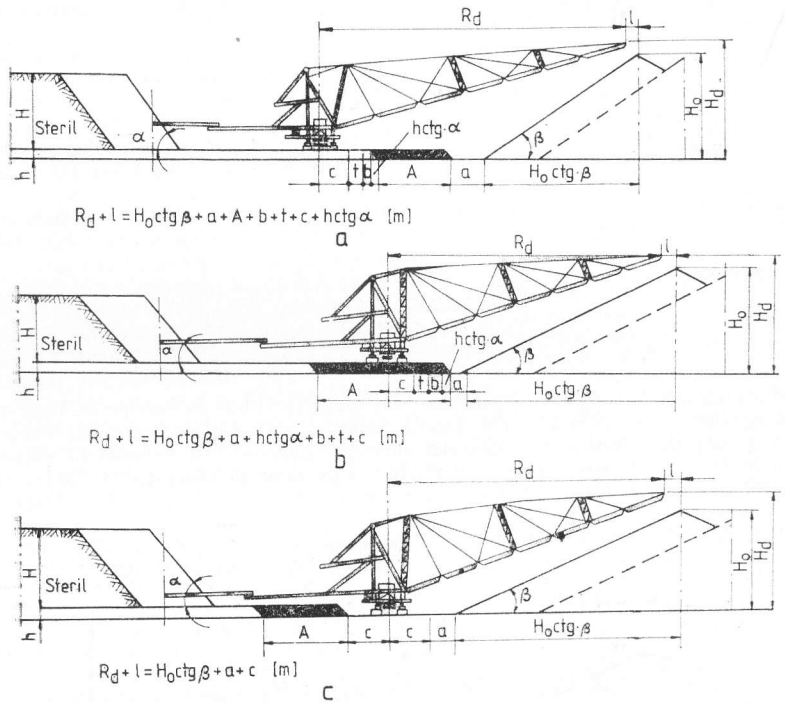


Fig. XX.113. Schemele tehnologice principale în cazul folosirii transbordoarelor cu braț în consolă:

a — deplasarea transbordorului pe stratul de util dincolo de intrîndul în exploatare; *b* — deplasarea transbordorului pe stratul de util, pe intrîndul în exploatare; *c* — deplasarea transbordorului pe vatra carierei; R_d — raza de descărcare a transbordorului cu braț în consolă, m; *l* — distanța de aruncare a materialului, m; H_o — înălțimea haldei, m; β — unghiul de taluz al materialului haldat, grade; *h* — înălțimea stratului de subsatnță minerală utilă, m; α — unghiul de taluz al frontului de lucru la util; *a* — lățimea liberă a vetrei carierei, m; *A* — lățimea frontului de lucru din stratul de util, m; *c* — jumătate din lățimea sistemului de deplasare a transbordorului, m; *b* și *t* — distanțe de siguranță.

Metoda de exploatare cu transbordarea și depozitarea sterilului în halde cu folosirea transbordoarelor cu braț în consolă se caracterizează prin următoarele: transbordarea rocilor în haldă se face pe distanța cea mai scurtă; organizare simplă a lucrărilor de descopertare și de formare a haldelor; continuitatea procesului tehnologic;

utilizarea rațională, în timp, a excavatoarelor și a transbordoarelor cu braț în consolă; obținerea unei productivități înalte a muncii etc.

Avantajul principal pe care îl prezintă folosirea transbordoarelor cu braț în consolă pentru transportul sterilului din fronturile de lucru direct la haldă constă în faptul că transportul se realizează pe traseul cel mai scurt. Astfel, se elimină numărul mare de transportoare și operația de mutare a transportoarelor din fronturile de lucru și de la haldă. Transbordoarele cu braț în consolă au debite mari și construcție mult mai ușoară decît podurile transbordoare.

Dezavantajul principal al acestor agregate constă în faptul că nu pot asigura transportul peste deschideri mari între frontul de lucru și haldă, ceea ce limitează rezervele deschise, pregătite și gata de exploatare. De multe ori, pentru eliminarea acestui neajuns se folosesc transbordoare intermediare, ce fac legătura între excavator și transbordorul cu braț în consolă, sau se folosesc două transbordoare cu braț în consolă, care lucrează în serie, depunînd sterilul în halda interioară sub forma a două trepte (fig. XX.114).

Practica dintr-o serie de cariere a dus la concluzia că pentru o activitate productivă va trebui să existe următoarea corelație între productivitatea echipamentului de excavare și lungimea frontului de lucru:

500 — 700 m³/h	700 — 1000 m
1000 — 2000 m³/h	900 — 1200 m
3000 — 5000 m³/h	1000 — 1500 m
7000 — 8000 m³/h	1200 — 1800 m

La aplicarea metodei de exploatare cu folosirea transbordoarelor cu braț în consolă o importanță deosebită pentru bunul mers al activităților o are stabilitatea haldelor, care se poate asigura prin: alegerea corectă a parametrilor metodei de exploatare; determinarea și menținerea corectă a unghiului de taluz al haldei; distribuirea corectă a maselor de steril în haldă; protejarea haldei contra inundațiilor și prevenirea deformării vetrei carierei pe care este amplasată halda interioară.

Pentru a avea stabilitate, halda interioară se construiește în 2—3 trepte cu înălțimea de 15—25 m fiecare sau se calculează avînd în vedere relațiile:

$$\left.\begin{aligned} &H_0 = KH \text{ [m]} \\ &\text{și} \\ &H_0 = H_{0_1} + H_{0_2} + H_{0_3} \text{ [m]} \\ &H_{0_1} = 0{,}25\, H_0 \text{ [m]};\ H_{0_2} = 0{,}5\, H_0 \text{ [m]};\ H_{0_3} = 0{,}25\, H_0 \text{ [m]} \end{aligned}\right\} \quad (11.25)$$

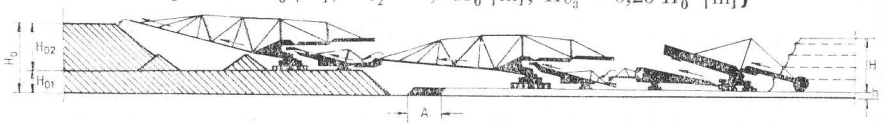


Fig. XX.114. Metoda de exploatare cu transbordarea rocilor sterile la halde interioare, cu folosirea a două transbordoare cu braț în consolă.

unde: H_0 este înălțimea totală a haldei, m;
H — înălțimea totală a copertei, m;
K — coeficientul de afînare a materialului în haldă.
H_{0_1}, H_{0_2} și H_{0_3} — înălțimile treptelor de haldă, în m, numerotate de la bază în sus.

11.2.2. METODA DE EXPLOATARE CU TRANSBORDAREA ȘI DEPOZITAREA STERILULUI ÎN HALDE CU FOLOSIREA PODURILOR TRANSBORDOARE

În cadrul acestei metode de exploatare, extragerea rocilor sterile se realizează cu ajutorul excavatoarelor cu acțiune continuă, iar transbordarea și depozitarea sterilului în haldă se face cu ajutorul transportoarelor cu bandă montate în interiorul podurilor transbordoare de mare deschidere, a căror construcție trebuie să corespundă condițiilor concrete de folosire, a caracteristicilor fizice și mecanice ale rocilor și utilajului din cariera respectivă.

Metoda de exploatare cu folosirea podurilor transbordoare se aplică la exploatarea zăcămintelor orizontale, bine explorate, fără deranjamente tectonice, în cîmpuri miniere cu conturul regulat și roci stabile atît în masiv cît și în halde și, cu rezerve suficiente de substanțe minerale utile care să permită o activitate de exploatare de cel puțin 10—15 ani în condiții economice avantajoase.

Podurile transbordoare se utilizează pentru exploatarea stratelor orizontale de diferite substanțe minerale utile — cărbune, minereu de mangan, de fier, de fosfor etc. — acoperite cu sedimente de tărie mică și grosimea de 40—60 m.

După cum se constată din fig.XX.113,podurile transbordoare se folosesc pentru transportul direct-transversal peste fronturile de lucru, al materialului rezultat la descopertare, la halda interioară. Ele se caracterizează în principal prin faptul că au două puncte de sprijin, așezate la distanță relativ mare unul față de celălalt, între care construcția are forma unui pod.

În cazuri mai rare se folosesc și poduri transbordoare cu trei puncte de sprijin.

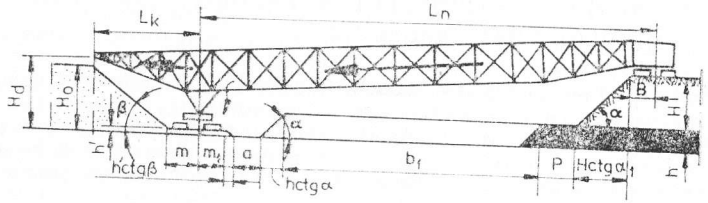
Către haldă, podul se poate sprijini fie pe cărbune, fie pe o treaptă de steril haldat în mod special, denumită și *haldă prealabilă*, *înaintașă* sau *avansată* (fig. XX. 115).

În cazul folosirii podurilor transbordoare, parametrii metodei de exploatare sînt limitați de lungimea consolei L_K și de distanța dintre reazemele construcției L_n (fig. XX. 115, *a* și *b*).

Sprijinirea către haldă pe cărbune prezintă avantajul că, datorită rezistenței mari a cărbunelui, se elimină posibilitățile de cedare a terenului sub piciorul de sprijin al podului. În același timp, stratul sau bancul de cărbune, pe care se face sprijinirea, poate fi extras numai după piciorul de sprijin, ceea ce reprezintă o limitare a gradului de libertate în extragere. Un alt dezavantaj constă în faptul că partea în consolă a podului trebuie să aibă o lungime mare.

Cînd podul se sprijină către haldă pe o treaptă a acesteia, înălțimea și lățimea treptei de steril se stabilește din condiția de stabilitate sub acțiunea greutății podului. Avantajele principale ale acestui mod de sprijinire sînt: crește cantitatea de rezervă pregătită și gata de exploatare; stratul inferior se exploatează deodată pe toată grosimea lui; lungimea părții în consolă este relativ mică. Dezavantajul sprijinirii pe o treaptă prealabilă de haldă constă în faptul că, în cazul cînd nu poate fi asigurată o bună și permanentă stabilitate a treptei de sprijin, pot avea loc alunecări ale treptei înaintașe sub greutatea piciorului de sprijin al podului.

Profilul transversal al haldei poate fi simplu sau în mai multe trepte (fig. XX. 116). Profilul simplu se obține la depozitarea rocii în haldă într-o singură treaptă, lucru posibil în cazul unor roci stabile și dacă reazemul dinspre haldă este dispus pe o treaptă de util și lungimea părții în consolă este suficient de mare. Se recurge la un profil în mai multe trepte a haldei dacă roca este insuficient de stabilă; în acest caz, în partea dinspre haldă a podului se prevăd 2—3 puncte de descărcare.

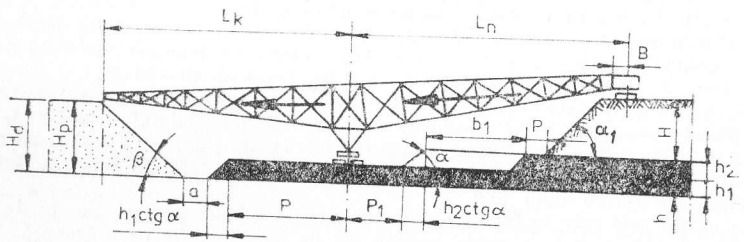


$L_k = (H_o - h')ctg\,\beta + m$ [m]

$L_n = m_1 + h'ctg\,\beta + a + hctg\alpha + b_1 + P + Hctg\alpha_1 + B$ [m]

$H_o = kH < H_d$

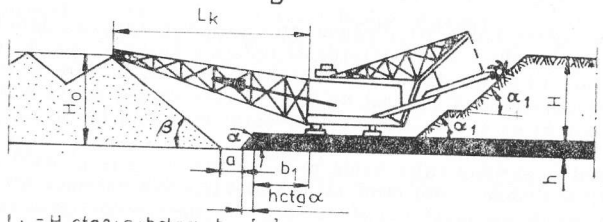
a



$L_k = H_o ctg\beta + a + h_1 ctg\alpha + P$ [m]

$L_n = P_1 + h_2 ctg\alpha + b_1 + P + Hctg\alpha_1 + B$ [m]

b



$L_k = H_o ctg\beta + a + hctg\alpha + b_1$ [m]

c

Fig. XX.115. Metoda de exploatare cu transbordarea și depozitarea sterilului în halde, cu folosirea podurilor transbordoare:

a — cazul sprijinirii podului pe o treaptă înaintașă de haldă; *b* — cazul sprijinirii podului pe stratul de substanță minerală utilă; *c* — cazul agregatului pod transbordor-excavator cu rotor; *H* — înălțimea copertei, m; *h* — înălțimea stratului de util, m; H_d — înălțimea de deversare a materialului, m; H_o — înălțimea haldei, m; *a* — lățimea minimă a vetrei carierei, m; b_1 — lățimea bermei treptei de util necesară a fi extrasă într-o lună, m; *m*, m_1, *P* și P_1 — berme de siguranță, m; *B* — jumătate din lățimea sistemului de deplasare a podului către copertă, m.

Către copertă, podurile transbordoare se pot sprijini pe o treaptă de decopertă și mai rar pe acoperișul stratului de substanță minerală utilă (fig. XX. 117). În ambele cazuri se recomandă ca berma pe care se sprijină podul să fie în același timp și berma pe care vehiculează utilajele de excavat, aceasta pentru a se elimina transbordoarele dintre podul transbordor și excavatoare.

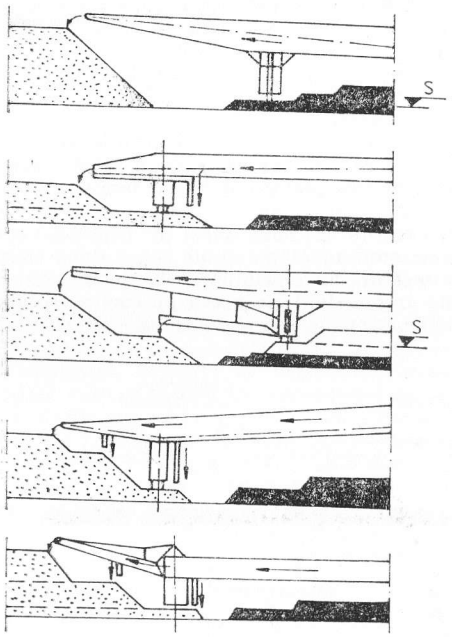


Fig. XX.116. Sprijinirea podului către haldă și profilul transversal al haldei.

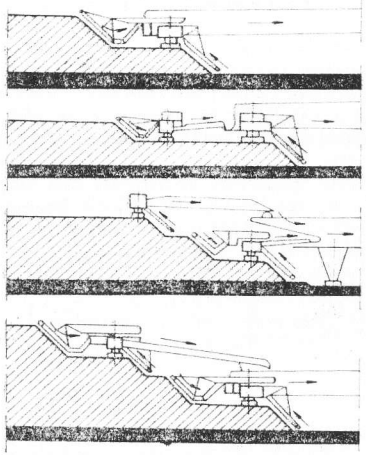


Fig. XX.117. Sprijinirea podului către copertă.

Înălțimea reazemelor podurilor transbordoare se determină, în principal, în funcție de grosimea copertei și a stratului de substanță minerală utilă, astfel încît excavatoarele ce lucrează la extragerea utilului să poată trece fără dificultăți pe sub pod.

Pentru folosirea cu succes a podurilor transbordoare în exploatările la zi, construcția lor trebuie să corespundă următoarelor condiții:

a) Podul transbordor trebuie să aibă o anumită *mobilitate orizontală*, adică trebuie să aibă posibilitatea de a se mări, într-o oarecare măsură, lungimea construcției între reazeme. Mobilitatea orizontală a podului este cerută atît de condițiile tehnice cît și cele de exploatare. După felul construcției, mobilitatea orizontală a podului variază între 10—50 m.

b) Podul transbordor trebuie să aibă o anumită *mobilitate verticală*, adică posibilitatea de a i se modifica într-o oarecare măsură înălțimea reazemelor. De obicei, această mobilitate se cifrează de la ± 1 m pînă la 10—12 m.

c) Podul transbordor trebuie să aibă și o anumită *mobilitate unghiulară*, adică posibilitatea de deviere din poziție normală într-o poziție oblică în raport cu frontul de lucru. Devierea unghiulară a podurilor variază la diferite construcții, între $\pm 20°$ și $\pm 45°$, și acest lucru se datorește faptului că ferma principală se reazemă pe picioarele de sprijin, la ambele capete, prin intermediul unor coroane cu bile.

Productivitatea anuală a podurilor transbordoare variază de la cîteva milioane m³ steril pînă la cîteva zeci de milioane m³ steril depus în halde.

Avantajele principale ale podurilor transbordoare constau în: folosirea în cel mai înalt grad a excavatoarelor ce lucrează la descopertare; continuitate în lucru și productivitate înaltă a muncii personalului afectat.

Ca dezavantaje ale folosirii podurilor transbordoare în cariere menționăm: condiții restrînse de utilizare; utilaj complicat și costisitor; volum mare a lucrărilor miniere de deschidere și pregătire pentru introducerea podului în exploatare și funcționare sezonieră a utilajului.

Cînd deschiderea carierei este mare, datorită grosimii mari a copertei, care impune existența a mai multor trepte, este necesară montarea unuia sau a două transportoare — pod intermediar — care să facă legătura între podul transbordor propriu-zis și mașinile excavatoare ce se află pe alte trepte decît pe aceea pe care se sprijină podul (fig. XX. 118).

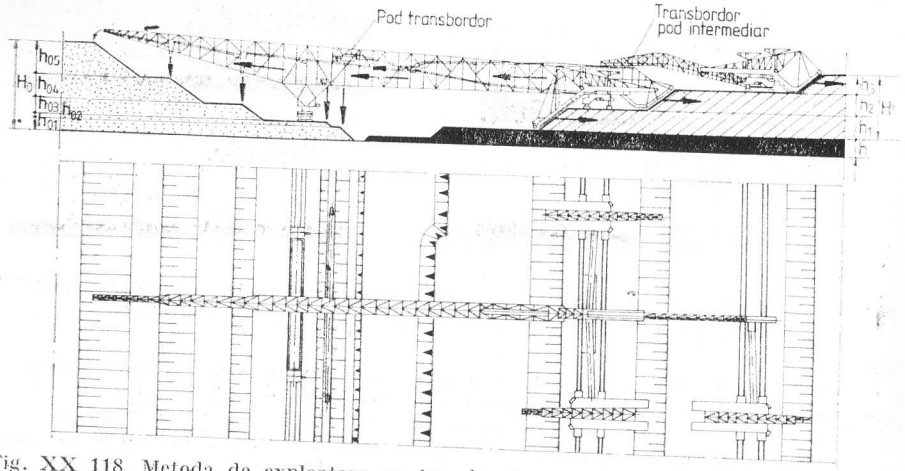


Fig. XX 118. Metoda de exploatare cu transbordarea rocilor la halde interioare, cu folosirea unui pod transbordor și a unui transbordor pod intemediar.

Există propuneri ca în cazul carierelor adînci, cu grosimi ale copertei pînă la 80—100 m, să se folosească mai multe poduri transbordoare așezate în serie (fig. XX. 119).

Pentru a reduce cît mai mult personalul de deservire și cheltuielile de exploatare, atît pentru utilajele de transport cît și pentru cele de excavare, au fost construite poduri transbordoare care se sprijină numai pe cărbune, avînd partea în consolă de lungime foarte mare, mașina de excavare formînd o construcție comună cu podul. O astfel de construcție este prezentată în fig. XX 115, *e*, care permite ca roata cu cupe

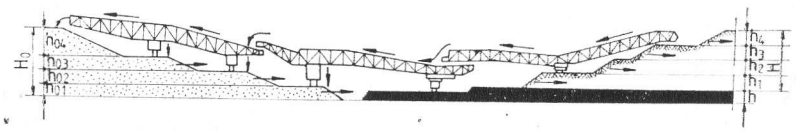


Fig. XX.119. Metoda de exploatare cu folosirea mai multor poduri transbordoare așezate în serie.

de mare debit să poată tăia coperta într-o singură treaptă, cu înălțimea pînă la 50—60 m. Cînd în grosimea copertei există și strate de substanță minerală utilă, agregatul are posibilitatea de a face și o tăiere selectivă.

Prin folosirea podurilor transbordoare în condiții favorabile, productivitatea muncii crește pînă la de două ori, iar costul se reduce la jumătate față de aceste elemente obținute la transportul pe cale ferată sau cu transportoare cu bandă așezate pe sol.

Dimensiunile transversale ale carierei sînt limitate, totuși acestea depășesc cu mult pe cele de la metodele de exploatare cu depozitarea directă a sterilului în spațiul exploatat. Distanța de deplasare a rocilor sterile din frontul de extragere pînă la haldă variază pentru transbordoarele cu braț în consolă de la 50—150 m, iar pentru podurile transbordoare de la 300—600 m, în timp ce pentru excavatoarele de dezvelire ea variază numai de la 20—30 m pînă la 50—100 m. De aceea, la metodele de exploatare cu transbordarea sterilului în spațiul exploatat cu ajutorul transbordoarelor cu braț în consolă sau podurilor transbordoare, înălțimea treptelor și lățimea bermelor de lucru se admit mai mari, iar cantitatea de rezerve deschise, pregătite și gata de exploatare este suficient de mare, mai ales în cazul folosirii podurilor transbordoare.

11.3. METODE DE EXPLOATARE CU TRANSPORTUL ROCILOR STERILE LA HALDE

Metodele de exploatare cu transportul sterilului la halde cuprinde trei operații principale în procesul tehnologic de la descopertare, constînd din: extragere-încărcare; transport; haldare.

În funcție de natura rocilor sterile, extragerea în cadrul acestor metode de exploatare se poate face direct cu utilaj mecanic sau prin lucrări de perforare-împușcare. Transportul rocilor sterile din frontul de lucru pînă la halde se realizează cu ajutorul mijloacelor de transport feroviare, auto sau a transportoarelor cu bandă montate pe sol, în funcție de caracteristicile geologo-miniere ale zăcămîntului, de volumele necesare de transportat și de intensitățile necesare de realizat la efectuarea lucrărilor miniere în cariere.

Experiența multor cariere mari din lume arată că la un volum de descopertare anual de 5,0—5,5 milioane metri cubi și o distanță de transport de 1,0—1,2 km este indicat a se aplica transportul auto. La un volum anual de descopertat de 5,5—25,0 milioane metri cubi și o distanță de transport de 1,3—6,0 km este indicată aplicarea transportului cu bandă, iar transportul pe cale ferată este rațional a se aplica la distanțe de transport de peste 3—3,5 km, în cariere cu volume de descopertare de ordinul milioanelor de metri cubi pe an.

Metodele de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde se aplică în orice condiții de configurație a terenului, de grosime și tărie a rocilor sterile și substanței minerale utile, de așezare a corpurilor de substanță minerală utilă. Haldele la care se transportă sterilul provenit de la descopertare pot fi amplasate în interiorul perimetrului de exploatare la zi, în exteriorul acestuia sau combinat — în interiorul și exteriorul perimetrului carierei.

Principalele particularități caracteristice ale metodelor de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde constau în: independența lucrărilor de descopertare și a celor de extragere a substanțelor minerale utile; posibilitatea intensificării lucrărilor de descopertare pentru realizarea unor cantități mari de rezerve de substanțe minerale utile deschise, pregătite și gata de exploatare; amplasarea și concentrarea rațională a fronturilor de lucru atît în steril cît și în util; existența comunicațiilor de transport pe fiecare orizont de lucru al carierei etc.

11.3.1. METODE DE EXPLOATARE CU TRANSPORTUL ROCILOR STERILE LA HALDE INTERIOARE

În cadrul acestor metode de exploatare rocile sterile rezultate din copertă sînt transportate în spațiul exploatat, unde formează halde interioare. Aceste metode de exploatare se aplică la zăcăminte orizontale sau puțin înclinate de grosime mică, medie sau mare, cu coperta de grosime medie sau mare, care începe în întregime în spațiul exploatat.

Metoda de exploatare cu transportul feroviar al sterilului la halde interioare. În cazul acestei metode de exploatare transportul rocilor sterile la halde interioare și a utilului în exteriorul carierei se face cu mijloace feroviare de transport (fig. XX. 120).

Eficacitatea economică a utilizării transportului feroviar crește odată cu creșterea volumului de steril ce trebuie transportat și scade cu creșterea adîncimii carierei.

Principalele elemente ale metodei de exploatare constînd din înălțimea treptei, lățimea intrîndului abatat, numărul de blocuri și lungimea unui bloc, unghiurile de taluz ale treptelor de lucru și lățimea bermelor sînt stabilite cu luarea în considerare a condițiilor tehnico-miniere și de exploatare. La excavarea rocilor moi sînt întrebuințate excavatoare elindă, cu rotor, sau cu o cupă și înălțimea treptei se admite ca fiind egală cu înălțimea de excavare a excavatorului.

Un rol important îl joacă amplasarea bermelor de lucru de la treptele de descopertare și de la cele de haldă. Aceste berme trebuie să fie amplasate aproximativ la același nivel, pentru a se evita transportul sterilului pe rampă în direcția circulației cu încărcătură. Se admite amplasarea bermelor de lucru de la haldă mai jos decît bermele de lucru corespunzătoare lor de la treptele de descopertă; în acest caz pantele vor fi în direcția circulației cu încărcătură, iar rampele, în direcția circulației convoaielor goale. Astfel, transportul rocilor sterile se face mai ușor și economic (fig. XX. 121).

Ținînd seama de cele prezentate în fig. XX. 121, se asigură un profil favorabil și o lungime minimă a căilor pentru transportul rocilor sterile.

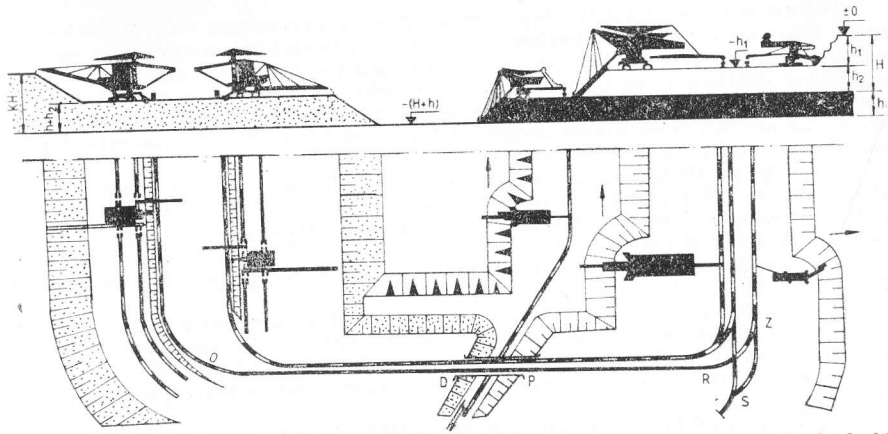


Fig. XX.120. Metoda de exploatare cu transportul feroviar al rocilor sterile la halde.

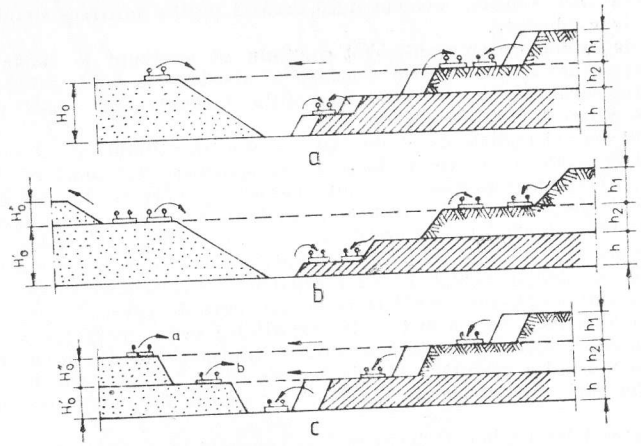


Fig. XX.121. Variante de amplasare a orizonturilor de transport la halde interioare.

Numărul garniturilor de trenuri și a vagoanelor din garnitură pentru fiecare excavator ce lucrează la descopertare se stabilește în funcție de organizarea traficului și productivitatea excavatorului. În cariere se folosesc, de obicei, locomotive electrice cu greutatea aderentă de 750—1500 kN, vagoane basculante de 600—1800 kN și întreaga garnitură ajunge la o greutate de 10 000—12 000 kN.

Haldele din cariere pot fi echipate cu pluguri, cu excavatoare cu o singură cupă sau cu abzețere. Lucrările de haldare trebuie să fie mecanizate corespunzător cu mecanizarea întrebuințată la descopertare, cu volumul de descopertă care se realizează în unitatea de timp și cu caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor ce se depun în haldă. Cheltuielile pentru haldare reprezintă 15—25% din cheltuielile totale de descopertare, iar numărul muncitorilor ocupați la halde reprezintă 25—30% din totalul personalului sectorului de descopertare.

La metodele de exploatare cu folosirea mijloacelor de transport a sterilului la halde interioare, deplasările încărcăturilor de roci sterile și de substanță minerală utilă sînt separate și reciproc independente. Căile lor de transport se încrucișează la diferite cote de nivel (fig. XX.120).

La transportul rocilor sterile la halde interioare, un rol important îl are *punctul de întoarcere* $Z—S—R—P—D—O$ (fig. XX.120).

Punctul de întoarcere are rolul de a stabili legătura între linia ferată ce duce la suprafață S, liniile ferate ce duc la fronturile de lucru de la descopertare R și liniile ferate O ce duc la haldă.

În cazul cel mai simplu căile punctului de întoarcere sînt compuse din două curbe și dintr-un aliniament între ele.

Curbele leagă aliniamentul cu căile ferate de la descopertare și respectiv cu cele de la haldă.

Avînd în vedere că volumul lucrărilor pentru construirea punctului de întoarcere este destul de mare, acesta este plasat de obicei în zona cîmpului de exploatare la zi cu coperta cea mai subțire, evident dacă această poziție satisface simultan și celelalte cerințe de exploatare.

Metoda de exploatare cu transportul continuu al sterilului la halde interioare. Metoda de exploatare cu transportul continuu al sterilului la halde interioare se utilizează în cazul zăcămintelor orizontale sau puțin înclinate, cu rocile din copertă de tărie mică sau cel mult medie.

În cadrul acestei metode de exploatare transportul utilului în exteriorul carierei și a sterilului la halde interioare se face cu transportoare cu bandă montate pe sol (fig. XX.122). Aceste transportoare se mută periodic paralel cu direcția de transport din fronturile de lucru (copertă, util, haldă). Au lungimi egale cu lungimea frontului de lucru (500—1500—2000 m) și viteze de 2,5—6 m/s. Extragerea rocilor în fronturile de la descopertare se face cu utilaj mecanic cu acțiune continuă, iar depunerea în haldă se realizează cu mașini de haldat de mare capacitate. Bermele de lucru de la descopertare și haldă sînt amplasate de obicei la aceeași cotă de nivel. Această metodă de exploatare este aplicată și la noi în țară la majoritatea carierelor din zona purtătoare de lignit a Olteniei. Metoda prezintă avantajul transportului continuu, a unei productivități mai mari și a costului mai mic față de cazul transportului pe cale ferată. În cazul rocilor moi, cheltuielile de transport reprezintă 60—80% din costul descopertării.

La aplicarea tehnologiilor de lucru în flux continuu în exploatarea la zi, o atenție deosebită trebuie acordată alegerii utilajelor din flux, care constau din excavatoare cu rotor pentru excavare și încărcare, transportoare cu benzi pentru transport și transbordoare cu braț în consolă pentru depunerea materialului în haldă.

În carierele din România lucrează complexe cu productivitatea maximă orară de 800, 1800 și 2500 m^3/h, conform celor specificate în tabelul XX.46.

În scopul echipării judicioase a unei cariere, la stabilirea numărului de excavatoare ce vor lucra în șantier trebuie să se aibă în vedere următoarele: forța de tăiere a excavatoarelor trebuie să fie corespunzătoare rocilor ce se excavează; fondul de timp

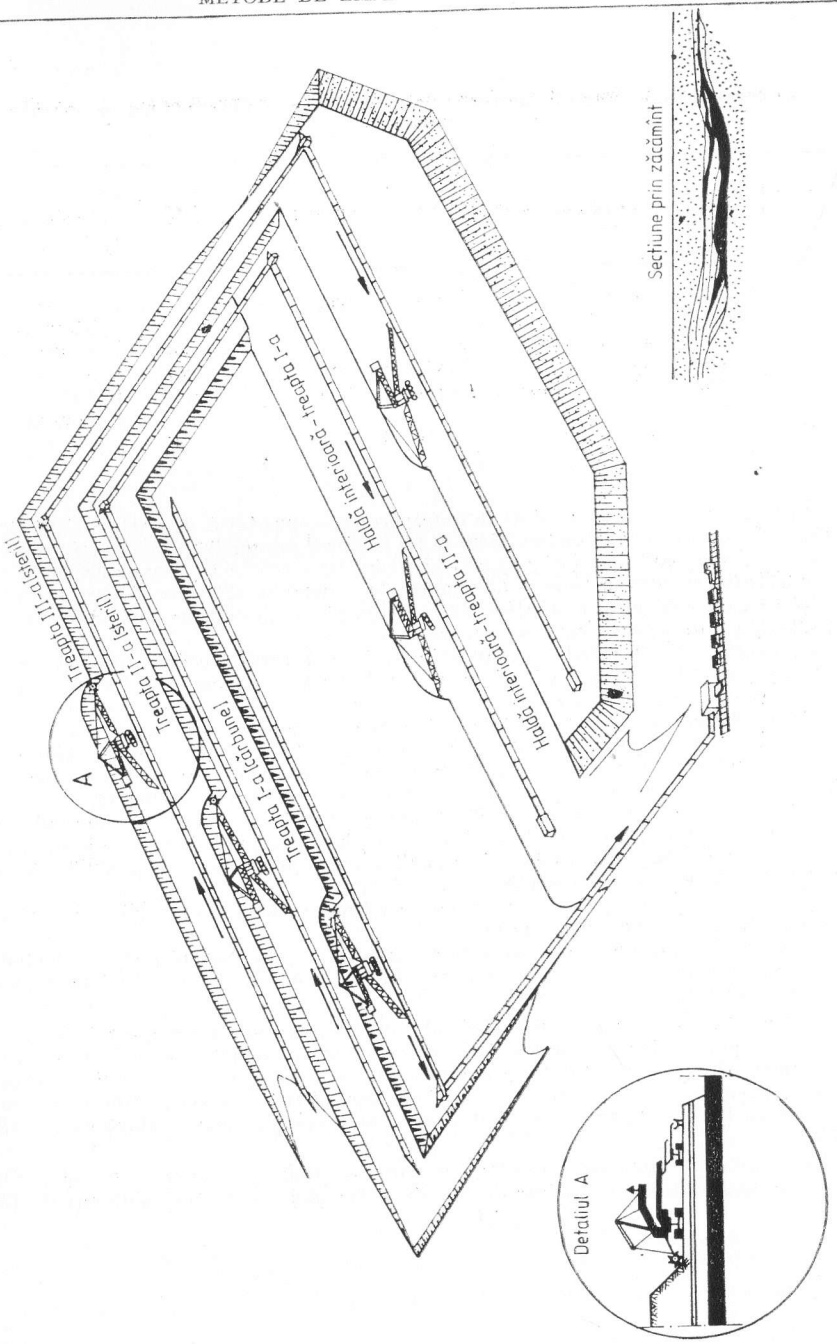


Fig. XX.122. Metoda de exploatare cu transportul continuu al rocilor sterile în halde interioare.

Tabelul XX.16

Clasificarea complexelor din dotarea exploatărilor la zi din România în ierarhia mondială

Complexul tehnologic	Producția max. orară [m³/oră]	Tipul excavatorului	Tipul abzețerului	Banda, *B* [mm]	Fabricat — țara
CT. 1	800	SRs.470	ARs. B. 2500	1200—1400	R.D.G. + România
		Sch. Rs.400		1400	R.F.G.
	1600	SRs. 1300	ARs. B. 4400	1400	R.D.G.
CT. 2	1800	Sch. Rs. 1400	ARs. B. 6300	1600	R.F.G. + România
CT. 3	2500	SRs. 2000	ARs. B. 12500	2250	R.D.G.

de lucru la util este diferit de cel de la descopertare; capacitățile de producție ale excavatoarelor de la util și de la descopertare să fie acordate armonios, fără a se crea rezerve de capacități exagerate sau chiar utilaje în plus; caracteristicile excavatoarelor să fie corespunzătoare condițiilor impuse de elementele carierei și de rocile în care se excavează și pe care vehiculează utilajele; să se evite, pe cît posibil, un număr mai mare de 2—3 tipuri de excavatoare la o carieră.

Excavatorul fiind utilajul conducător determină caracteristicile mijloacelor de transport precum și ale utilajelor de haldare care trebuie să acopere capacitatea de producție a excavatoarelor. În acest sens, se precizează că benzile transportoare de la util și steril și utilajele de haldare trebuie să fie dimensionate în ipoteza că toate excavatoarele lucrează simultan la capacitatea maximă. De asemenea, aceeași condiție se pune și la stabilirea tipului de transbordor cu braț în consolă, care va fi dimensionat pentru a putea prelua volumul maxim de steril ce îl va depune la haldă.

Schemele tehnologice de transport cu transportorul cu bandă a sterilului din copertă în haldele interioare sînt determinate de numărul treptelor de descopertare, de schema de deschidere și pregătire a cîmpului minier, de tipul și de productivitatea utilajului de extragere, de transport și de haldare.

În fig. XX.123 sînt prezentate o serie de scheme privind exploatarea pe una sau pe două aripi a cîmpului unei cariere.

Eficacitatea aplicării uneia sau alteia din schemele prezentate mai sus depinde de condițiile concrete ale carierei și de existența unui anumit tip de echipament pentru transportul minier.

Utilul extras în carieră ajunge prin intermediul mai multor transportoare nestaționare și semistaționare pe un transportor staționar magistral, care îl transportă la stația principală de încărcare în vagoane, de unde ia calea spre consumator. În situația cînd consumatorul este situat în imediata apropiere a carierei, utilul este adus pe benzi direct la depozitul de util al uzinei sau respectiv pînă la stația ei de sfărîmare.

În ce privește tehnologia de tăiere în carieră, utilul este excavat pe mai multe trepte, care sînt stabilite în funcție de grosimea stratului de util, de înălțimea de tă-

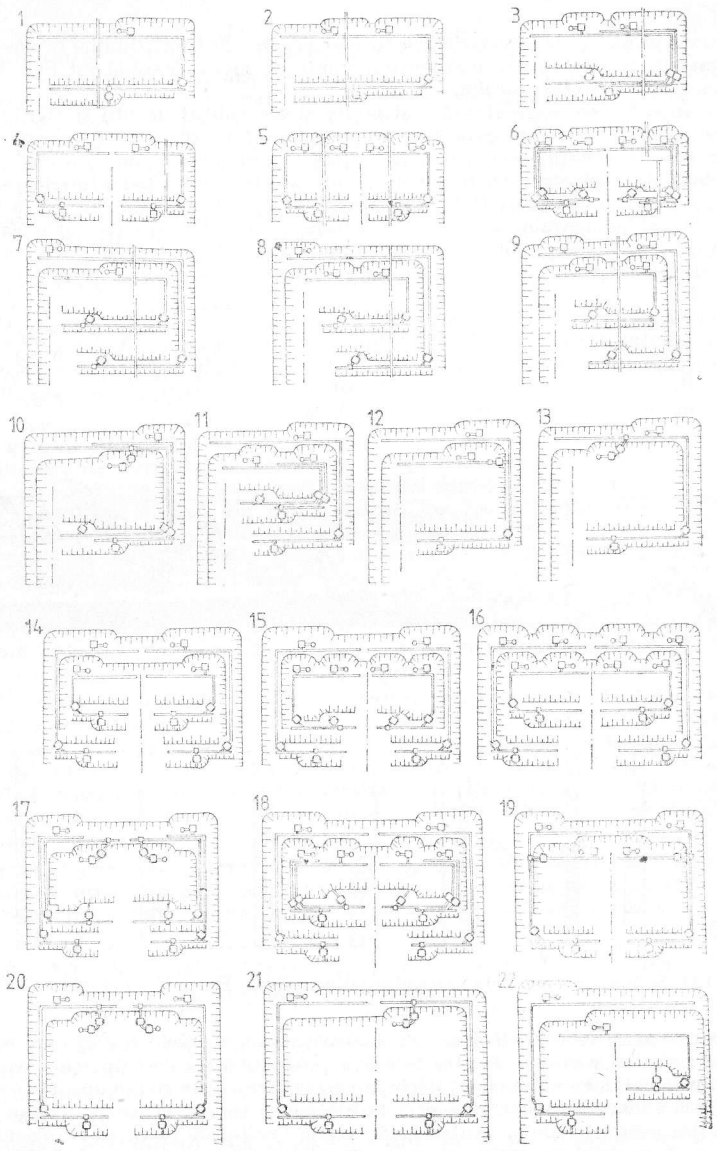


Fig. XX.123. Scheme de transport cu transportorul cu bandă a sterilului la halde interioare:

1, 2, 3 — extragerea copertei într-o singură treaptă și în cîmp de carieră cu o singură aripă; *4, 5, 6* — extragerea copertei într-o singură treaptă și în cîmp de carieră cu două aripi; *7—13* — extragerea copertei în două trepte și în cîmp de carieră cu o singură aripă; *14—22* — extragerea copertei în două trepte și în cîmp de carieră cu două aripi.

iere a excavatorului și de caracteristicile fizico-mecanice ale formațiunilor în care lucrează. Se recomandă a se crea cît mai puține trepte de lucru, folosind cît mai bine înălțimea de tăiere a excavatorului.

În carierele care exploatează mai multe strate subțiri de util și steril, pentru o extragere selectivă eficientă este bine să se folosească excavatoare cu rotor cu cupe tăietoare mici și eventual mijlocii care dispun de un mare număr de cupe pe rotor.

Metoda de exploatare cu transportul auto al sterilului la halde interioare. Această metodă asigură: o productivitate ridicată a utilajului de încărcare; independența funcționării echipamentului de la descopertare și a celui de la extragerea utilului; o bună extragere a rezervelor de substanțe minerale utile; extragerea utilului separată pe sorturi calitative; o bună omogenizare a utilului care intră în uzina de preparare etc.

Această metodă de exploatare se aplică în special în cazul carierelor cu rezerve mici și cu fronturi de lucru care au o viteză mare de deplasare. Metoda de exploatare ca atare a fost aplicată la noi în țară în etapa a doua de exploatare a lignitului din cariera Balta Unchiașului — bazinul Rovinari (fig. XX. 124). În prezent metoda se aplică în multe microcariere de pe teritoriul țării.

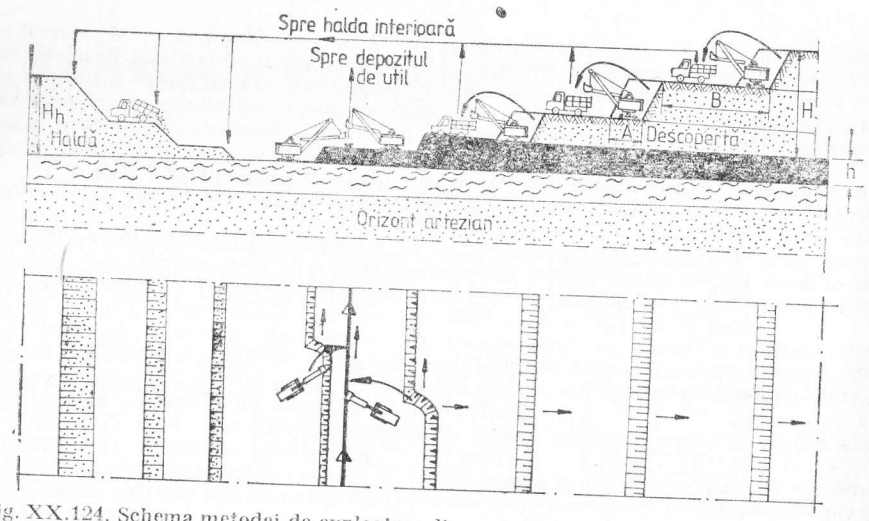


Fig. XX.124. Schema metodei de exploatare din cariera Balta Unchiașului — Rovinari.

Extragerea în frontul de lucru se realizează prin lucrări de perforare-impușcare sau direct cu utilaj mecanic. Pentru folosirea productivă a excavatoarelor, capacitatea benei autovehiculului de transport trebuie să depășească de minimum 3—5 ori capacitatea cupei excavatorului întrebuințat la încărcare. De asemenea, va trebui ca accesul și poziția autovehiculului pentru încărcare în frontul de lucru să se aleagă de așa manieră încît unghiul de rotire al excavatorului pentru încărcare să fie cît mai mic posibil.

La folosirea excavatoarelor, lopată mecanică și a celor de tip draglină se utilizează încărcarea inferioară și superioară a autobasculantelor. Cea mai productivă este încărcarea inferioară cu dispunerea autobasculantelor la un orizont inferior sau pe același orizont cu excavatorul. Încărcarea superioară poate fi justificată numai la înălțimi de trepte nu prea mari și o bermă bine netezită pentru accesul autovehiculelor. Productivitatea tehnică a excavatoarelor depinde de corectitudinea alegerii elementelor frontului excavatorului: lățimea intrîndului abatat, înălțimea treptei și lungimea blocului.

Experiența multor cariere arată că odată cu creșterea tonajului autobasculantelor crește productivitatea lor și se reduce costul transportului.

Valoarea coeficientului de descopertă, la aplicarea metodelor de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde interioare, variază de la 5—7 m^3/t în cazul extragerii rocilor sterile prin lucrări de perforare-impușcare și poate ajunge la 8—10 m^3/t în cazul excavării rocilor sterile cu utilaj mecanic. Numărul treptelor și lățimea bermelor de lucru nu sînt limitate de condițiile metodei de exploatare, acestea determinîndu-se în funcție de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor și parametrii utilajului din fluxul tehnologic.

De asemenea, cantitatea de rezerve de substanță minerală utilă deschise, pregătite și gata de exploatare nu este limitată și se determină după normele obișnuite.

Indiferent de varianta de transport utilizată, stabilitatea haldei interioare depinde de caracterul rocilor din copertă care se haldează, de umiditatea materialului, de acumulările de apă din corpul haldei, precum și de modul de formare, ritmul și ordinea de înaintare a fronturilor de depunere.

La haldarea rocilor uscate, halda interioară este suficient de stabilă, chiar în condițiile depozitării rocilor argiloase.

La haldarea rocilor umede, precum și în cazul haldelor interioare inundabile, în treptele inferioare de haldă se descarcă în limita posibilităților rocile permeabile extrase din copertă, iar pe talpa haldei se amenajează drenuri pentru scurgerea liberă a apei din corpul haldei în spațiul exploatat.

La deplasarea paralelă a frontului haldei, întregul taluz de lucru al acesteia înaintează în mod uniform, ceea ce permite aplicarea unor condiții uniforme de întreținere a haldei. La deplasarea în evantai, o parte a frontului de haldă, învecinat cu punctul de întoarcere, rămîne pe loc, unde roca se tasează, devine mai compactă și împiedică scurgerea apei. Datorită acestui fapt apa pătrunsă în haldă se acumulează, nivelul ei crește și poate să se producă ruperea taluzului de haldă și deteriorarea haldei lîngă punctul de întoarcere.

Pentru asigurarea unei stabilități suficiente a haldei în acest sector se aplică măsuri suplimentare pentru evacuarea apei, care constau de obicei în forarea unor găuri de sondă de mare diametru, echipate corespunzător și dotate cu pompe submersibile.

11.3.2. METODE DE EXPLOATARE CU TRANSPORTUL ROCILOR STERILE LA HALDE EXTERIOARE

Metodele de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde exterioare sînt mai complicate și mai puțin economice comparativ cu metodele la care transportul se face la halde interioare. La aceste metode, în majoritatea cazurilor rocile sînt transportate la halde exterioare cu mijloace de transport feroviare sau cu autobasculante.

Distanța de transport este de obicei mare, iar în cazul sistemelor de transport discontinuu organizarea circulației devine destul de complicată.

Alegerea poziției haldelor exterioare este legată de mari dificultăți din cauza lipsei suprafețelor libere convenabile acestui scop. Gradul de ocupare din ce în ce mai mare a suprafețelor de teren în scopuri industriale, agricole, hidrotehnice etc. reprezintă cauza normală a acestor dificultăți.

Amplasarea haldelor în apropierea bordurii superioare a carierelor nu este admisă, mai ales dacă carierele vor avea o adîncime mare. În acest caz haldele ar da naștere la o sarcină suplimentară pe marginile exploatării la zi, fapt care ar putea periclita stabilitatea marginilor carierei.

De aceea, destul de des haldele exterioare sînt amplasate la depărtări mari de carieră, pe terenurile cele mai puțin productive și care deseori sînt în pantă.

Datorită celor specificate mai sus, metoda de exploatare cu transportul rocilor la halde exterioare este folosită numai în cazurile cînd haldele nu pot fi amplasate în interiorul exploatării la zi. Aceste condiții se întîlnesc în special la exploatarea zăcămintelor cu înclinare mare și foarte mare și a zăcămintelor de înclinare mică foarte groase. În aceste condiții lucrările miniere se dezvoltă treptat în adîncime, iar vatra carierei potrivită pentru amplasarea haldelor interioare este dezvelită numai în ultima perioadă de lucru a exploatării la zi.

Totuși, avantajele tehnico-economice ale exploatării la zi contribuie la răspîndirea din ce în ce mai mare a acestor metode de exploatare în industria minieră.

Zăcămintele de înclinare mare și foarte mare pot avea diferite poziții față de nivelul terenului înconjurător, motiv pentru care exploatarea lor se face prin: cariere dezvoltate deasupra nivelului terenului înconjurător — *tip platou*, cariere dezvoltate sub nivelul terenului înconjurător — *tip de adîncime* — și *cariere mixte*.

Zăcămintele de înclinare mare și foarte mare se exploatează, în majoritatea cazurilor, prin deplasarea în paralel a fronturilor de lucru; excepție fac zăcămintele cu contur circular sau eliptic care se deschid prin tranșee cu trasee în spirală și la care extragerea se face prin deplasarea în evantai a fronturilor de lucru.

La exploatarea zăcămintelor de înclinare mare și foarte mare deosebim patru variante de pregătire și de dezvoltare a fronturilor de lucru din carieră (fig. XX.125):

I) varianta de pregătire longitudinală și de deplasare transversală a fronturilor de lucru (fig. XX.125, *a*);

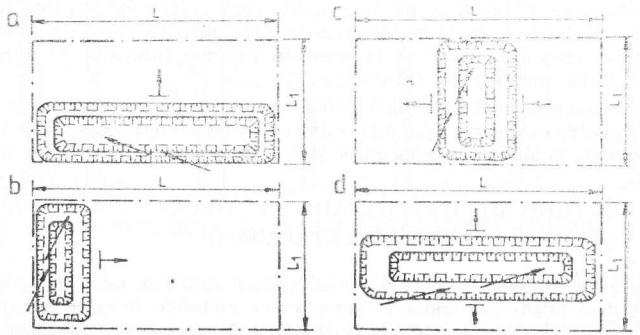


Fig. XX.125. Variante de pregătire și de deplasare a fronturilor de lucru la exploatarea zăcămintelor de înclinare mare și foarte mare.

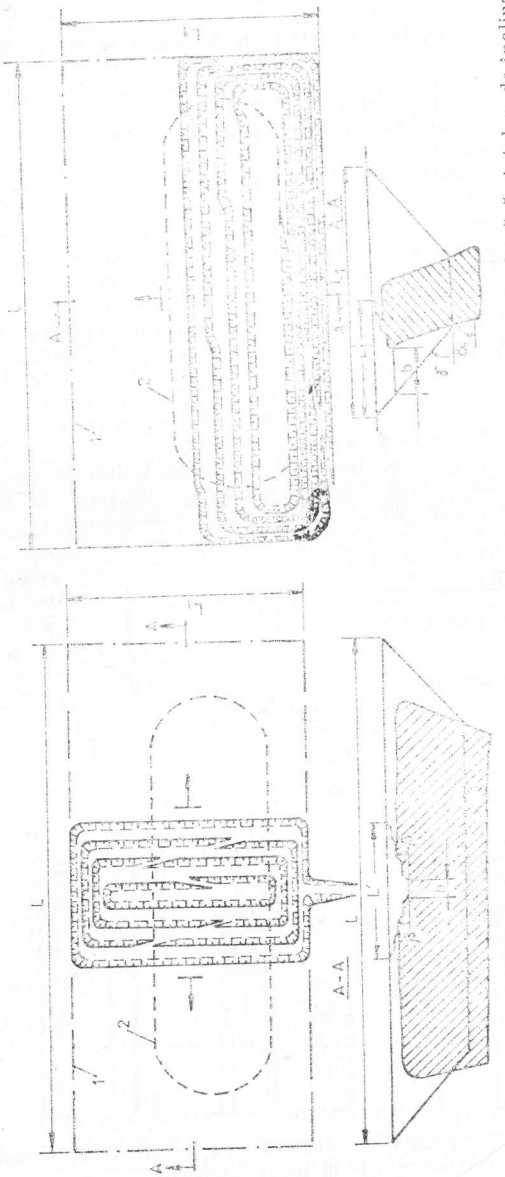


Fig. XX.126. Pregătirea longitudinală și transversală a cîmpurilor carierelor în cazul zăcămintelor de înclinare mare și foarte mare:

1 — marginile carierei; *2* — conturul zăcămintelor de substanță minerală utilă.

II) varianta de pregătire transversală și de deplasare longitudinală a fronturilor de lucru (fig. XX.125, *b*);

III) varianta de pregătire transversală și de deplasare a fronturilor de lucru de la centrul carierei spre extremitățile ei (fig. XX.125, *c*);

IV) varianta de pregătire longitudinală și de deplasare a fronturilor de la centrul carierei spre limitele acesteia (fig. XX.125, *d*).

Din aceste patru variante de pregătire, cele mai caracteristice pentru carierele moderne sînt variantele I și III (fig. XX. 225, *a* și *c* și respectiv fig. XX.126).

Aprecierea și alegerea variantei de pregătire și deplasare a fronturilor de lucru se face pe baza comparării volumelor lucrărilor de deschidere, mărimii distanței de transport în interiorul carierei, volumului lucrărilor pentru pregătirea orizonturilor, mărimii zonei de lucru și extinderii fronturilor de lucru în carieră.

Făcînd o comparație între varianta I și III se constată că varianta III asigură: un volum al lucrărilor de deschidere mai mic și care nu este influențat de înclinarea zăcămîntului; un timp pentru punerea în exploatare a zăcămîntului mai scurt și distanțe de transport pe orizonturile de exploatare mai scurte. Această variantă se recomandă a fi aplicată în cazul transportului auto sau combinat, cînd transportul sterilului în interiorul carierei se face cu mijloace auto.

Așa după cum s-a specificat mai sus, transportul sterilului la halde exterioar se poate face pe cale ferată (fig. XX.127), auto (fig. XX.128), sau continuu cu tran sportoare cu bandă (fig. XX.129).

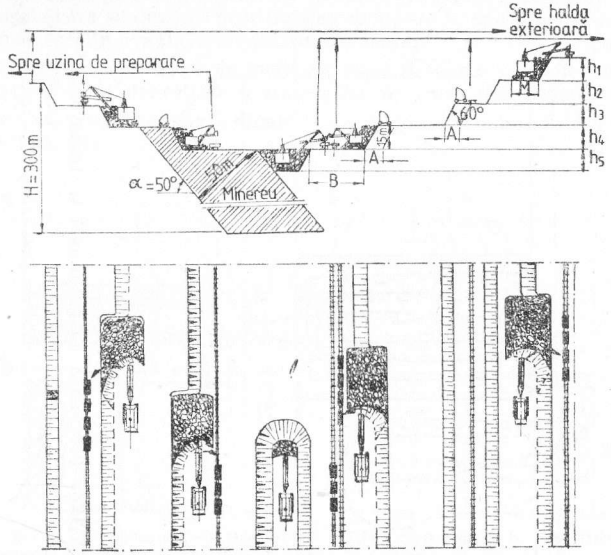


Fig. XX.127. Metoda de exploatare cu transportul feroviar al rocilor sterile la halde exterioare.

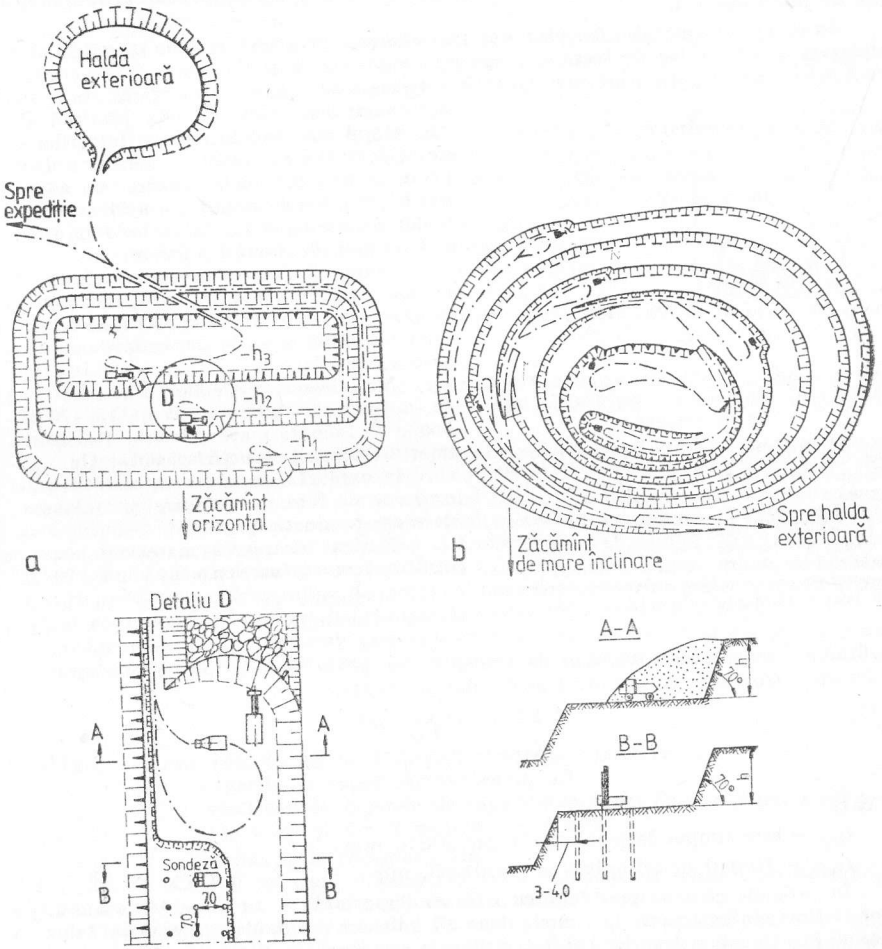


Fig. XX.128. Metoda de exploatare cu transportul auto a sterilului în halda exterioară: *a* — zăcămînt stratiform orizontal; *b* — zăcămînt sub formă de depozit de mare înclinare.

În cazul aplicării transportului pe cale ferată, carierele pot fi exploatate pînă la adîncimi de 400—500 m și chiar mai mult. Extinderea totală a căilor ferate în interiorul carierei atinge 10—15 km la o adîncime de circa 100 m și de 30—40 km, la o adîncime de 300—400 m.

Costul transportului pe linii ferate reprezintă 35—60% din costul total al unui metru cub de masă minieră.

În cazul transportului feroviar, cea mai eficientă este schema I de pregătire și de deplasare a fronturilor de lucru — pregătire longitudinală și deplasare transversală a fronturilor de lucru. În acest caz tranșeele interioare se dispun pe marginea staționară din culcuș a carierei. Metoda prezintă dezavantajul unui volum mare a lucrărilor de deschidere și de pregătire. Pentru a evita acest lucru, în unele cazuri se admite deschiderea longitudinală și utilizarea traseelor mobile cu dezvoltarea în două părți a frontului de lucrări miniere.

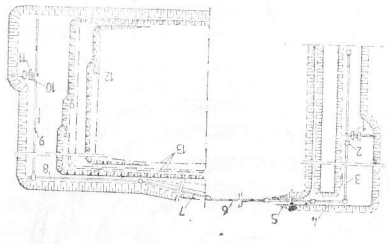


Fig. XX.129. Metoda de exploatare cu transportul continuu a sterilului la halda exterioară:

1 — transbordor cu braț în consolă; *2* — cărucior de descărcare; *3* — transportor cu bandă pentru haldă; *4* — trasportor cu bandă transversal pe haldă; *5* — transportor cu bandă înclinat pe haldă; *6* — transoprtor cu bandă magistral; *7* — transportor cu bandă înclinat în carieră; *8* — transportor cu bandă transversal în carieră; *9* — transportor cu bandă de front; *10* — buncăr de încărcare; *11* — excavator cu rotor; *12* — excavator pentru util; *13* — axele căilor de comunicație pentru transportul substanței minerale utile.

Numărul de trepte, ce se găsesc în exploatare simultană, depinde de metoda de extragere utilizată, de capacitatea de producție a carierei și de perioada de exploatare a acesteia.

Majoritatea carierelor de acest fel au o productivitate anuală de 15—70 milioane de tone de masă minieră. Realizarea unor asemenea producții se datorește aplicării în exploatarea la zi a unor tehnici moderne de forare, încărcare și transport de mare productivitate.

Pentru încărcarea masei miniere se utilizează excavatoare cu o cupă de 4—10 m³.

Staționările excavatoarelor în așteptarea schimbului garniturilor de cale ferată reprezintă 25—30% din timpul de lucru. Utilizarea lor conform condițiilor de transport se poate aprecia prin coeficientul de asigurare a frontului cu garnituri goale, dat de relația:

$$K_{atr} = \frac{t_{inc}}{t_{inc} + t_{sch}} \qquad (11.26)$$

în care:

t_{inc} — este timpul de încărcare a garniturii, min;

t_{sch} — timpul de schimbare a garniturii, min;

În carierele cu transport feroviar o mare importanță o au bermele de lucru, a căror lățime influențează în mod deosebit valoarea unghiului general de taluz a marginii în exploatare a carierei și deci volumele anuale de copertă și de substanță minerală utilă. La creșterea lățimii bermelor de lucru asistăm la creșterea coeficientului curent de descopertă.

Lățimea bermelor de lucru (B) cu luarea în considerare a parametrilor cari erei se poate determina cu formula:

$$B = B_{min} + \frac{\mu \cdot A}{L_{ex} \cdot h} \text{ [m]} \qquad (11.27)$$

în care: B_{min} este lățimea minimă a bermei de lucru care ia în considerare: împrăștierea materialului împușcat, lățimea drumurilor de transport, lățimea spațiilor de siguranță, gabaritul utilajelor de forare și încărcare etc;

μ — coeficient normativ al rezervelor de minereu, ani;

A — capacitatea de producție a carierei pentru minereu, m³/an;

L_{ex} — lungimea fronturilor de lucru pentru extragere, m;

h — înălțimea treptei, m.

Ritmul de coborîre pe verticală a lucrărilor miniere, în practica exploatării zăcămintelor carbonifere, este de 8—15 m/an, iar la carierele de minereuri de 10—20 m/an. Viteza de înaintare a frontului de lucru depinde de: înălțimea treptei, metoda de extragere, lățimea frontului de lucru, tipul și numărul excavatoarelor la front, felul transportului etc. și variază între 50 și 250—300 m/an.

Transportul auto este deosebit de eficace la exploatarea zăcămintelor situate în condiții topografice complicate cu un contur neregulat, cu rezerve limitate și termen scurt de existență a carierei, precum și la excavarea selectivă a zăcămintului. Pentru a asigura eficiența acestei metode de exploatare trebuie făcută o dimensionare corectă și menținerea în limitele valorilor admisibile a înălțimii treptei, lățimii frontului de lucru și lungimii blocului de exploatare.

În ultimii ani, în carierele dotate cu transport auto s-a introdus împușcarea treptelor înalte, cu înălțimea de 2 sau 3 ori mai mare decît a treptelor obișnuite din cariere.

De obicei, treptele înalte sînt împușcate peste masa minieră neîncărcată de la împușcările precedente, ceea ce duce la o sfărîmare mai intensă a rocilor. Pe lîngă aceasta treptele înalte permit o utilizare mai eficientă a utilajului de forare, încărcare și transport. După împușcarea treptelor înalte, acestea se împart pe înălțime în subtrepte, pentru a se trece la încărcarea și transportul materialului. Înălțimea subtreptelor trebuie să admită utilizarea optimă a excavatoarelor, volum minim al lucrărilor pentru construirea drumurilor de acces și pentru transportul masei miniere și realizarea unghiului maxim de taluz general la marginea în lucru a carierei.

Corelația dintre capacitatea excavatorului întrebuințat la încărcare și cea a autobasculantei în condiția utilizării lor maxime se exprimă prin relația:

$$G_A = (4{,}5q + a)\sqrt[3]{L} \text{ [t]} \qquad (11.28)$$

în care: G_A este capacitatea de transport a autobasculantelor, t;

q — capacitatea cupei excavatorului, m³;

a — coeficient ce depinde de capacitatea cupei excavatorului ($a=3$ pentru $q > 4$ m³ și $a = 2$ pentru $q \leqslant 4$ m³);

L — distanța de transport, km.

În fig. XX.130 se arată dependența între capacitatea cupei excavatorului, capacitatea de transport a autobasculantei și distanța de transport.

Domeniul de aplicare a metodei de exploatare cu transportul auto se lărgește din ce în ce mai mult, datorită construirii și folosirii în cariere a autobasculantelor de mare tonaj.

Pentru folosirea în cariere a transportului pe bandă, dimensiunile maxime ale bucăților de rocă nu trebuie să depășească 350—400 mm.

Metodele existente de dislocare prin împușcare a rocilor stîncoase permit obținerea unei mase miniere care în proporție de 70—80% este aptă pentru transportul pe bandă. Restul de 30—20% trebuie trecut printr-o instalație de concasare.

Ţinînd seama că economicitatea transportului pe bandă creşte odată cu creşterea cantităţii transportate, este indicat a se utiliza pentru 2—3 trepte un singur transportor magistral cu bandă. Transbordarea materialului pe transportorul magistral de pe benzile orizonturilor inferioare şi superioare se face cu ajutorul podurilor de taluz amplasate în partea frontală a treptei.

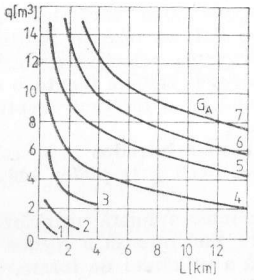


Fig. XX.130. Dependenţa dintre capacitatea cupei excavatorului, tonajul autobasculantelor şi distanţa de transport:

1—7— curbe corespunzătoare tonajului autobasculantelor de 5, 10, 27, 40, 65, 80 şi 100 t

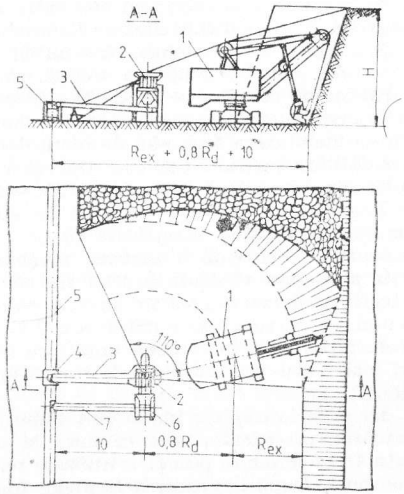


Fig. XX.131. Organizarea lucrului în front în cazul transportului continuu a rocilor tari extrase prin lucrări de perforare-împuşcare.

Organizarea lucrărilor la front, în cazul transportului cu bandă a materialului extras prin lucrări de perforare împuşcare, se poate urmări în fig. XX.131. Excavatorul *1* încarcă roca pe un ciur vibrator *2* montat deasupra unui mic siloz care are un volum de aproximativ 10 m³ şi înmagazinează roca de dimensiuni mici ce a trecut prin ciur. Roca din siloz ajunge pe alimentatorul cu bandă *3* şi apoi, prin pîlnia *4*, pe transportorul nestaţionar de la front *5*. Refuzul ciurului *2* sau bucăţile de rocă ce depăşesc gabaritul sînt dirijate spre concasorul *6*, iar de aici, după concasare, prin intermediul benzii *7* ajung pe transportorul de front.

Pentru introducerea şi lărgirea domeniului de aplicare a metodei de exploatare cu transport continuu a rocilor la haldă, şi pentru roci tari stîncoase, pe lîngă crearea utilajelor de concasare este necesară perfecţionarea în continuare a tehnologiei de dislocare prin împuşcare a sterilului. La dislocarea prin împuşcare a rocilor, trebuie să se rezolve problema sfărîmării uniforme a masivului în bucăţi transportabile pe benzile de cauciuc, împrăştierea la distanţe minime în timpul împuşcării şi obţinerea unei berme plane a treptei în exploatare.

Indiferent de metoda de extragere şi transport a rocilor sterile, extragerea substanţei minerale utile se face, de asemenea, prin lucrări de perforare-împuşcare sau direct cu utilaj mecanic, iar transportul acesteia se realizează feroviar, auto sau continuu cu transportoare.

Caracteristicile metodelor de exploatare cu transportul sterilului la halde exterioare sînt aceleaşi ca şi pentru metodele de exploatare cu transportul la halde interioare. Totuşi, coeficientul de descopertă admis este mai mic în acest caz şi nu depăşeşte în majoritatea cazurilor 3—5 m³/t.

Metodele de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde exterioare sînt folosite pretutindeni la exploatarea zăcămintelor situate pe povîrnişuri (fig. XX. 132). În

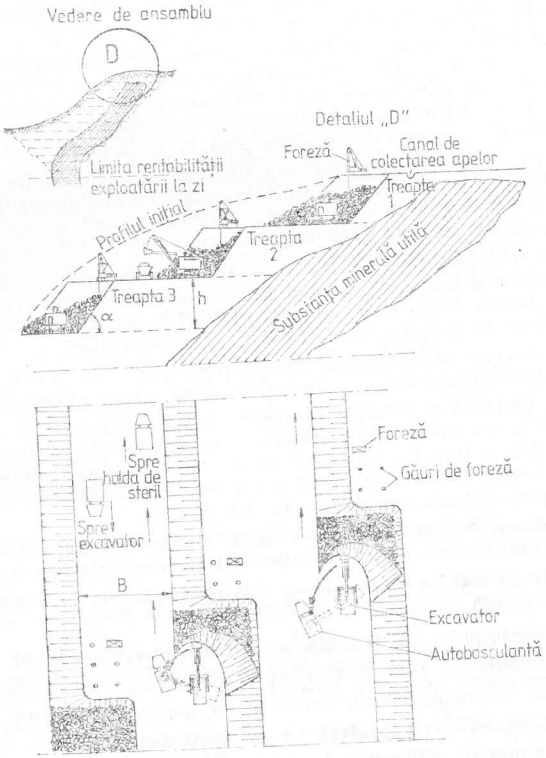


Fig. XX.132. Metoda de exploatare cu transportul auto al sterilului la haldă exterioară.

aceste condiții haldele exterioare au o amplasare locală pe cotele de nivel al treptelor de rocă sterilă, în care caz condițiile tehnico-economice ale lucrărilor în steril sînt aceleași ca în cazul aplicării haldelor interioare.

Continua adîncire a carierelor atestă faptul că utilizarea numai a transportului feroviar sau auto devine puțin rentabilă. Aceasta se explică prin majorarea distanței de transport, amplificarea și diversificarea traseelor de transport și organizarea din ce în ce mai dificilă a lucrului. De aici rezultă necesitatea transportului combinat, constituit din două sau trei tipuri de transport în carieră. Cele mai răspîndite tipuri de transport combinat sînt: auto-feroviar; auto-schip-feroviar; auto-benzi transportoare.

În practică, transportul combinat auto-feroviar devine economic începînd de la adîncimi ale carierei de 60—80 m. În cazul transportului combinat auto-cale ferată, cheltuielile capitale sînt cu aproximativ 10% mai mici decît în cazul transportului feroviar simplu. Includerea transportului auto asigură o flexibilitate și manevrabilitate, și o utilizare mai productivă a excavatorului.

La folosirea transportului combinat auto-schip-cale ferată (sau benzi transportoare) se deosebesc trei sectoare de transport: în interiorul carierei, unde transportul masei miniere pînă la platforma inferioară de recepție se face auto; ridicarea masei miniere pe marginea exploatată a carierei cu folosirea schipurilor și transportul la suprafață de la platforma superioară de recepție pînă la destinație.

Instalațiile de ridicare cu schipuri au unghiul de înclinare de 18—45°, capacitatea de ridicare de 15—50 t, viteza de ridicare de 5—8,5 m/s și productivitatea orară cuprinsă între 200—1500 t/h. Instalațiile de ridicare cu mai multe cabluri cu schipuri, avînd capacitatea de 120—150 t, pot asigura un debit de pînă la 5000 t/h.

Extracția cu schipuri este rentabilă a se aplica în cariere cu adîncimi de 150—450 m. La adîncime mai mare a carierelor productivitatea dispozitivului de extracție cu schipuri scade brusc. Aceasta se datorește faptului că, independent de înălțimea de ridicare, pe traseu se găsește un singur vas de transport.

La folosirea transportului combinat auto-transportoare cu bandă, în funcție de amplasarea punctului de transbordare se deosebesc două variante principale de transport.

Într-o primă variantă punctul de transbordare este amplasat la suprafață, lîngă bordura carierei. Prin transport auto, materialul este adus de la fronturile de excavare la suprafață. De la punctul de transbordare la locul de destinație, transportul se face pe benzi. Această variantă se aplică în cariere nu prea adînci, 60—80 m, unde transportul cu autobasculante nu depășește 2,5 km.

În cea de-a doua variantă, materialul este transportat auto pînă la un punct de concentrare și transbordare situat în interiorul carierei. Din punctul de transbordare materialul este ridicat la suprafață și dus chiar pînă la destinație cu ajutorul transportoarelor cu bandă.

Punctele de transbordare pot fi echipate cu ciururi sau cu ciururi și concasoare, în funcție de granulometria materialului de transportat. Instalațiile de ciururi se folosesc cînd bucățile supragabarit nu depășesc un procentaj de 10%. În acest caz, supragabaritul se transportă la suprafață cu autobasculante.

Lărgirea domeniului de aplicare a transportului combinat auto-transportoare cu bandă este condiționat de perfecționarea viitoare a lucrărilor de forare-împușcare în cariere.

11.3.3. METODE DE EXPLOATARE CU TRANSPORTUL ROCILOR STERILE LA HALDE INTERIOARE ȘI EXTERIOARE

Aceste metode de exploatare sînt folosite în cazurile cînd o parte din roca sterilă poate fi depozitată în halde interioare. Ea se aplică la exploatarea zăcămintelor stratiforme adînci, de înclinare mică sau orizontale, formate din unul, două sau mai multe strate de util, sterilul din stratul acoperitor superior este dirijat la halde exterioare, iar sterilul din stratele acoperitoare inferioare (din stratele intermediare) este dirijat la halde interioare (fig. XX.133). În felul acesta se evită transportul întregii cantități de steril la halde exterioare și se îmbunătățesc indicatorii tehnico-economici.

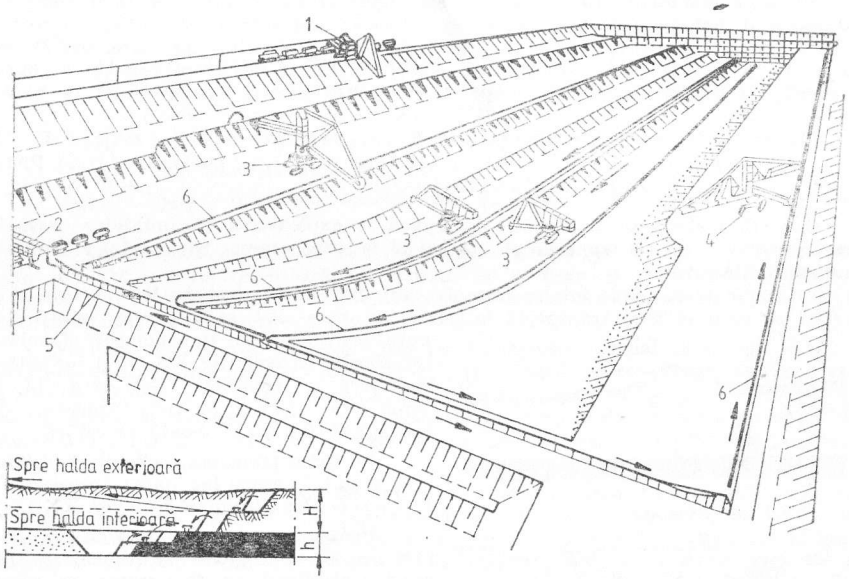


Fig. XX. 133 Metoda de exploatare cu transportul sterilului la halde interioare și exterioare.

1 — excavator elindă; *2* — instalația de încărcare; *3* — excavatoare cu rotor; *4* — abzețer (instalație de formă haldă); *5* — bandă mobilă transversală; *6* — bandă mobilă longitudinală.

În general, se transportă din carieră la halde exterioare numai sterilul care datorită condițiilor locale nu poate fi plasat în halde interioare. În orice condiții de exploatare există tendința de a nu se transporta roca sterilă în exteriorul carierei, ci de a se lăsa în spațiul exploatat.

Transportul sterilului și substanței minerale utile se realizează pe cale ferată, auto sau cu transportoare cu bandă.

Metodele de exploatare cu halde mixte au caracteristici intermediare proprii atît metodelor de exploatare cu halde interioare, cît și celor cu halde exterioare.

Coeficientul de descopertă admis la aceste metode de exploatare are valori de 4—6 m^3/t.

11.4. METODE DE EXPLOATARE COMBINATE

Metodele de exploatare combinate se caracterizează prin faptul că se depozitează direct sau prin transbordare o parte din steril, iar o altă parte este transportat la halde exterioare sau interioare.

Aceste metode de exploatare se aplică la exploatarea stratelor orizontale sau puțin înclinate, de grosime limitată, cu rocile din copertă de grosime mare și de tărie medie sau mică.

Metodele combinate de exploatare se aplică de obicei în cariere cu o grosime a copertei de peste 60—75 m.

Metodele combinate de exploatare sînt aplicate în scopul de a lărgi domeniul de folosire al metodelor economice de exploatare cu deplasarea transversală a rocilor sterile în spațiul exploatat. În cazul metodelor combinate de exploatare, partea cea mai mare a copertei este excavată și depozitată direct sau transbordată în halde interioare, iar o parte mai mică a copertei este excavată și transportată la halde.

11.4.1. METODA DE EXPLOATARE CU TRANSPORTUL PARȚIAL AL STERILULUI LA HALDE EXTERIOARE ȘI DEPOZITAREA PARȚIALĂ ÎN HALDE INTERIOARE

Această metodă de exploatare se aplică la exploatarea zăcămintelor formate dintr-un singur strat și coperta groasă, cît și la exploatarea zăcămintelor formate din mai multe strate.

La exploatarea zăcămintelor formate dintr-un singur strat partea superioară a copertei se excavează și transportă la halde, în care caz se folosește transportul auto, transportul cu transportoare și mai rar transportul feroviar (fig. XX. 134), iar partea inferioară a copertei este excavată și depozitată direct în spațiul exploatat, cu o draglină sau cu o lopată mecanică.

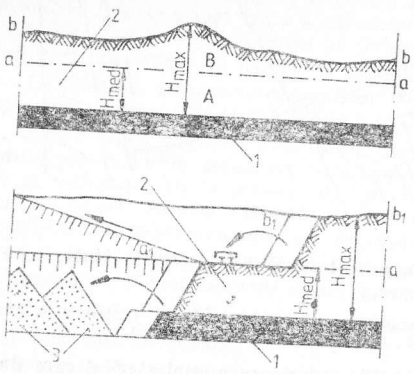


Fig. XX.134. Schema metodelor de exploatare combinate:
1 — substanță minerală utilă; *2* — roci acoperitoare; *3* — haldă.

Se presupune că relieful terenului este ondulat, avînd înclinarea transversală b_1-b_1 și cea longitudinală $b-b$ (fig. XX.134).

Pentru excavarea întregii coperte prin una din variantele cu depunerea directă a sterilului, ar fi necesar ca parametrii funcționali ai excavatoarelor să fie calculați pentru grosimea maximă a copertei H_{max}, ceea ce ar fi însă nerațional. Dacă volumul copertei la o grosime oarecare H_{med} depășește cu mult volumul rămas deasupra orizontului $aa-a_1a_1$, parametrii limită ai utilajului se calculează pentru grosimea medie de mai sus, H_{med}. În acest caz partea superioară a copertei situată deasupra planului $aa-a_1a_1$ se extrage și transportă la haldă, iar partea inferioară a copertei rămîne plană și cu înălțimea teoretică H_{med}. Aceasta a doua parte a copertei se excavează și depune direct în halda interioară, utilajul întrebuințat fiind exploatat în condiții corespunzătoare parametrilor lui.

Grosimea copertei, în condițiile metodei de exploatare cu transportul parțial al rocii sterile, se compune deci din două părți: una mai mare, care se extrage și se depune direct în haldă și alta mai mică, care se extrage și se transportă la halde. În acest caz, grosimea copertei depășește pe cea admisibilă pentru clasa metodelor de exploatare cu depunerea directă sau transbordarea rocilor sterile în spațiul exploatat cu 40—50% și uneori chiar mai mult.

Costul mediu, C_{med}, al unui metru cub de rocă excavată din copertă și depozitată în haldă în cazul acestei metode de exploatare poate fi calculat după relația:

$$C_{med} = \frac{C_1 H_{med} + C_2(H_{max} - H_{med})}{H_{med} + (H_{max} - H_{med})} \quad [\text{lei/m}^3] \qquad (11.29)$$

în care: C_1 — este costul extragerii și depozitării în haldă a unui m³ de steril în cazul metodei de exploatare fără transportul rocii;

C_2 — costul extragerii și depozitării în haldă a unui m³ de steril în cazul metodei de exploatare cu transportul rocii;

H_{med} — înălțimea copertei excavată și depozitată direct;

H_{max} — înălțimea maximă a copertei;

$H_{max} - H_{med}$ — înălțimea copertei care se extrage, transportă și depozitează în haldă.

În cazul aplicării metodei la exploatarea zăcămintelor formate dintr-un singur strat de util, partea superioară a copertei se extrage și se transportă la halde exterioare, iar partea inferioară se extrage și se depozitează direct în spațiul exploatat, formînd o haldă interioară (fig. XX.135).

Varianta combinată de exploatare cu transportul parțial al rocilor sterile din orizonturile inferioare ale exploatării la zi și cu transbordarea rocilor sterile din orizonturile superioare în spațiul exploatat constituie un caz rar întîlnit în practică. Ea se aplică la folosirea podurilor transbordoare, cînd rocile din stratele superioare, datorită naturii și calităților pe care le au (pietriș, nisip), sînt folosite pentru formarea treptei înaintașe de haldă.

În cazul aplicării metodei de exploatarea zăcămintelor formate din mai multe strate de util, cele superioare se exploatează cu transportul copertei la halde exterioare, iar stratul inferior se exploatează cu depozitarea directă a sterilului în spațiul exploatat, formînd o haldă interioară. Cînd coperta stratului inferior este de grosime mare, se poate aplica chiar varianta cu reexcavarea parțială a sterilului din halda interioară primară (fig. XX.136).

11.4.2. METODA DE EXPLOATARE CU TRANSPORTUL PARȚIAL AL COPERTEI LA HALDE INTERIOARE ȘI DEPOZITAREA PARȚIALĂ ÎN HALDE INTERIOARE

Această metodă de exploatare se aplică atunci cînd tot sterilul din copertă poate fi depozitat în halde interioare. În acest caz partea superioară a copertei este extrasă și transportată la halda interioară, iar partea inferioară a copertei este depozitată direct în spațiul exploatat (fig. XX.137).

Cînd partea inferioară a copertei este de grosime mare se poate practica reexcavarea acesteia din locul inițial de depozitare (fig. XX.138).

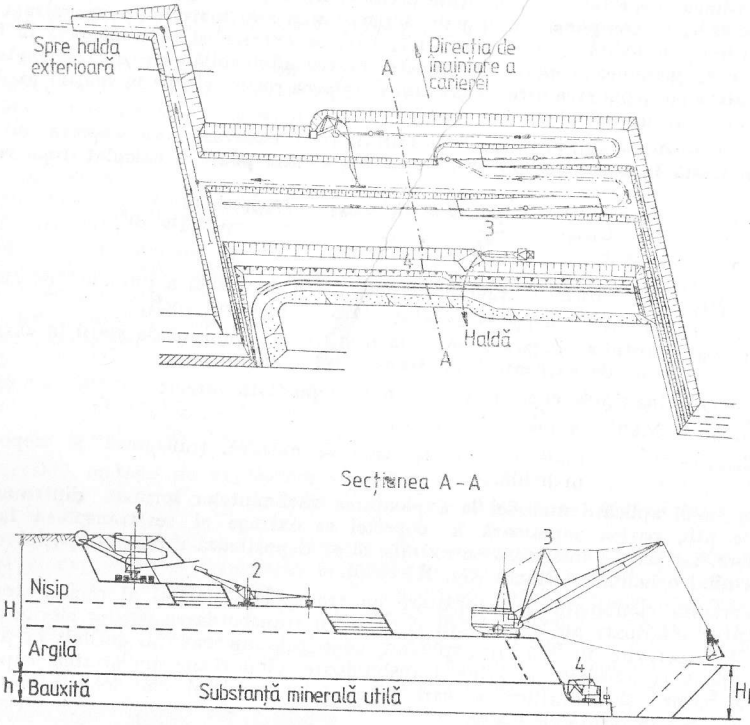


Fig. XX.135. Metoda de exploatare combinată cu transportul parțial al rocilor sterile la halde exterioare și depozitarea parțială în halde interioare cu ajutorul unei dragline :

1 — excavator cu rotor ; *2* — transbordor intermediar ; *3* — draglină ; *4* — excavator cu acțiune intermitentă.

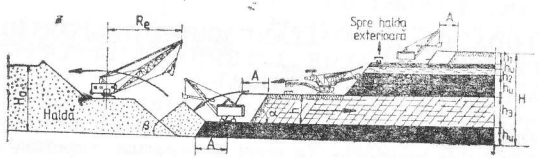


Fig. XX.136. Metoda de exploatare combinată cu transportul parțial al rocilor sterile la halde exterioare, depozitarea și reexcavarea parțială a sterilului din locul inițial de depozitare.

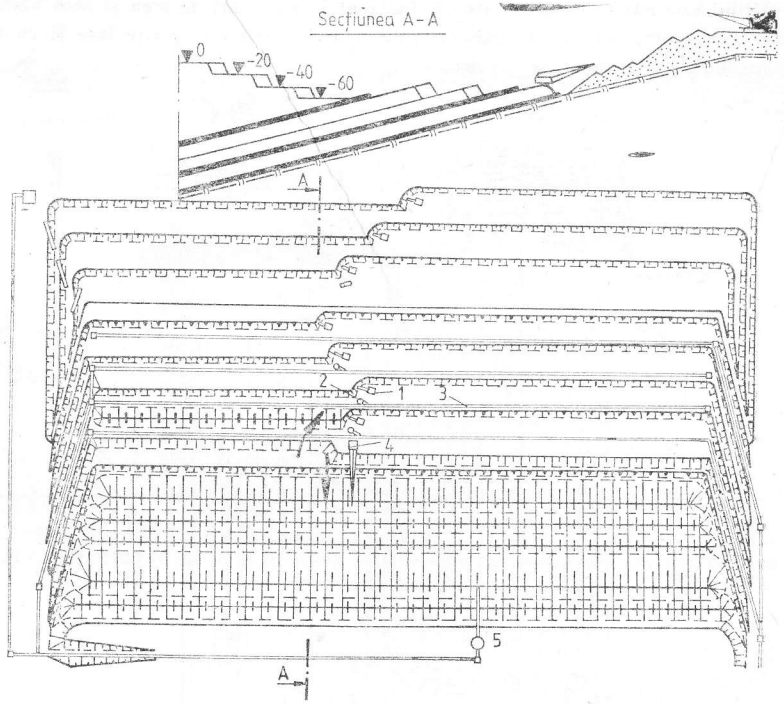


Fig. XX.137. Exploatarea unui pachet de strate cu transportul rocilor acoperitoare cu benzi transportoare și haldarea rocilor dintre strate în spațiul exploatat :

1 — excavator ; *2* — concasor ; *3* — bandă transportoare ; *4* — draglină ; *5* — mașină de haldat.

11.4.3. METODA DE EXPLOATARE CU TRANSPORTUL PARȚIAL AL STERILULUI LA HALDE INTERIOARE ȘI TRANSBORDAREA PARȚIALĂ ÎN HALDE INTERIOARE

Metoda se aplică la zăcăminte stratiforme orizontale regulate, cu copertă de mare grosime. Cea mai mare parte a copertei este extrasă cu utilaj cu acțiune continuă și transbordată prin intermediul unui transbordor cu braț în consolă (fig. XX.139) sau pod transbordor în halda interioară (fig. XX.140). Partea superioară a copertei este excavată cu excavatoare cu acțiune continuă sau intermitentă, încărcată în garnituri de tren și transportată la halda interioară. Transportul copertei din treapta superioară la halda interioară se poate face și cu transportoare cu bandă.

Utilul este extras cu excavatoare, încărcat în garnituri de tren și scos afară din carieră. Transportul utilului în carieră și exteriorul acesteia se poate face și cu transportoare cu bandă montate pe sol.

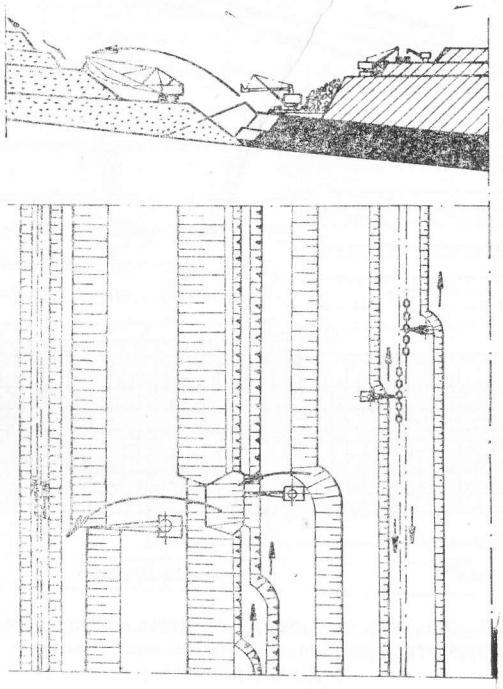


Fig. XX.138. Metoda de exploatare cu transportul parțial al unei părți de roci sterile la halde interioare, depozitarea și reexcavarea parțială a celei de-a doua părți de steril.

11.4.4. METODA DE EXPLOATARE CU TRANSBORDAREA UNEI PĂRȚI DIN COPERTĂ ÎN HALDĂ INTERIOARĂ ȘI DEPOZITAREA CELEI DE A DOUA PĂRȚI DIN COPERTĂ ÎN HALDĂ INTERIOARĂ

Metoda se aplică în cazul zăcămintelor stratiforme orizontale situate în condiții hidrogeologice grele și foarte grele. În astfel de situații transbordorul cu braț în consolă nu poate fi instalat pe acoperișul zăcământului sau pe vatra carierei. În cazul

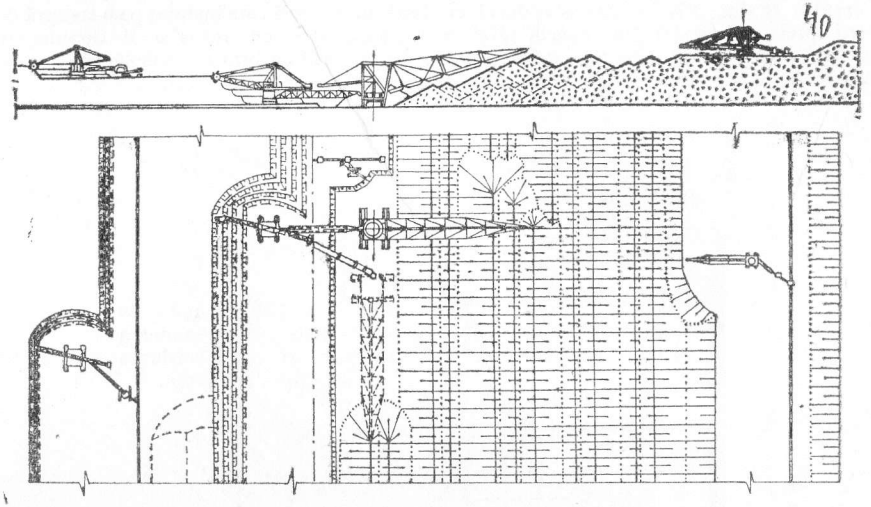


Fig. XX.139. Metodă de exploatare cu transportul parțial al sterilului la halde interioare și transbordarea parțială în halde interioare cu ajutorul transbordoarelor cu braț în consolă.

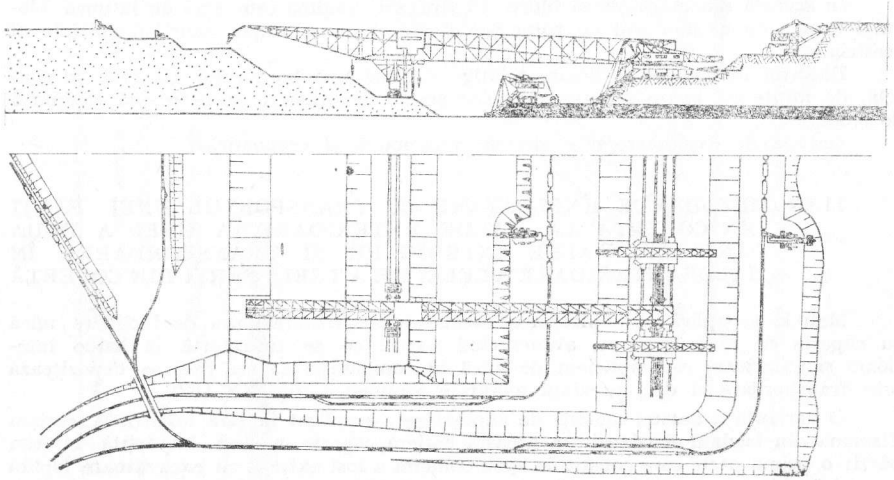


Fig. XX.140. Metoda de exploatare cu transportul parțial al sterilului la halde interioare și transbordarea parțială în halde interioare, cu ajutorul podurilor transbordoare.

prezentat în fig. XX.141 transbordorul cu braț în consolă este instalat pe o treaptă de steril, preia materialul din copertă tăiat cu un excavator cu rotor și îl depune în haldă. Treapta de steril pe care vehiculează transbordorul cu braț în consolă este excavată și depusă direct în haldă cu ajutorul unei dragline (fig. XX.141).

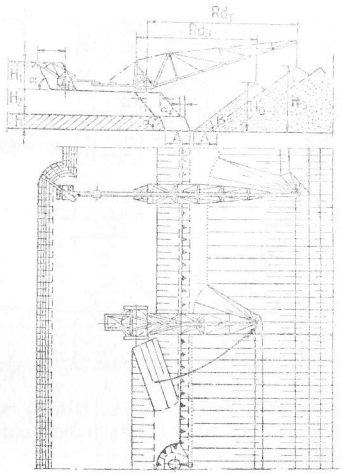


Fig. XX. 141. Metoda de exploatare cu depunerea directă și transbordarea sterilului în haldă.

În această schemă, lățimea blocului extras cu draglina este egal cu lățimea blocului extras cu excavatorul cu rotor sau poate fi un multiplu sau submultiplu al acesteia.

Datorită dimensiunilor liniare relativ mici ale transbordorului cu braț în consolă, de multe ori apare necesitatea ca acesta să funcționeze pe o treaptă înaintașă de haldă.

Metoda de exploatare este simplă, productivă și economică.

11.4.5. METODA DE EXPLOATARE CU TRANSPORTUL UNEI PĂRȚI DIN COPERTĂ LA HALDE EXTERIOARE, A UNEI A DOUA PĂRȚI LA HALDE INTERIOARE ȘI TRANSBORDAREA ÎN HALDE INTERIOARE A CELEI DE A TREIA PĂRȚI DIN COPERTĂ

Metoda se aplică la exploatarea zăcămintelor orizontale sau de înclinare mică cu coperta de mare grosime, atunci cînd partea ce se transportă la halde interioare și exterioare este suficient de mică în comparație cu cea care se depozitează prin transbordare și deci prezintă avantaje economice (fig. XX.142).

O variantă a acestei metode de exploatare s-a aplicat în țara noastră la cariera Tismana din bazinul Rovinari. În această carieră coperta a fost împărțită în trei părți: o primă parte care constituia zona colinară a fost extrasă cu excavatoare lopată mecanică și transportată cu mijloace auto la halda exterioară a carierei; o a doua parte a fost excavată cu excavatoare cu rotor și transportată cu transportoare la halda interioară; o a treia parte, cuprinsă între stratul IV și V din perimetrul de exploa-

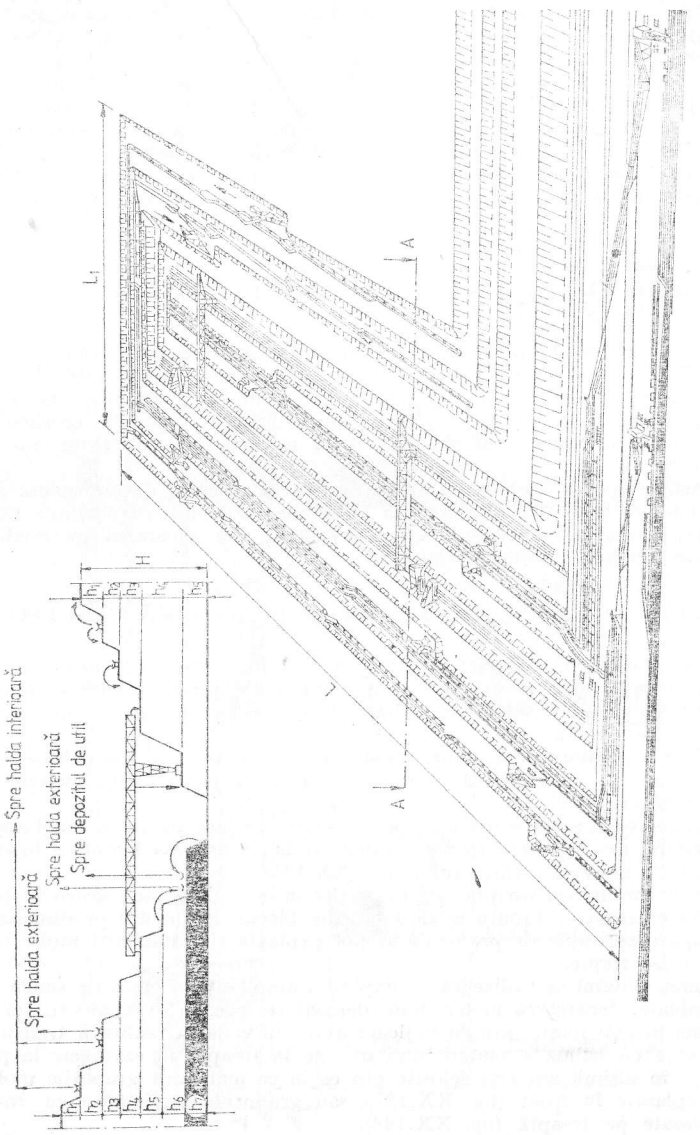


Fig. XX.142. Metoda de exploatare combinată cu transportul rocilor utile la halde interioare și exterioare și transbordare în halde interioare.

tare, a fost excavată și depusă direct în spațiul exploatat cu o mașină de haldat (transbordor cu braț în consolă) de tipul $AR_8 - 4400 \times 95$ de construcție R.D.G.

Metodele de exploatare combinate prezintă unele deficiențe ale metodelor de exploatare cu depozitarea directă și transbordarea rocilor sterile marcate prin: dependența elementelor metodei de exploatare de parametrii funcționali ai utilajului și limitarea cantităților de rezerve deschise, pregătite și gata de exploatare.

Coeficientul de descopertă admis la metodele de exploatare combinate are valori ce oscilează între limite foarte largi (4—12 m^3/t), în funcție de ponderea participării elementelor din grupele metodelor de exploatare cu depozitarea sau transbordarea sterilului și a celor de la metodele de exploatare cu transportul sterilului la halde.

11.5. METODE DE EXPLOATARE SPECIALE

Metodele de exploatare speciale se aplică la zăcămintele sub formă de stockuri sau depozite dezvoltate deasupra sau sub nivelul terenului înconjurător și la zăcămintele stratiforme orizontale sau foarte puțin înclinate, a căror copertă este de grosime mică și constituită din roci de tărie mică. Coperta fiind de grosime mică, extragerea-încărcarea, transportul și depozitarea acesteia nu reprezintă un volum mare de lucrări.

În această grupă de metode de exploatare se încadrează, de asemenea: exploatarea aflorimentelor și a utilului rămas în marginile carierelor; exploatarea zăcămintelor de turbă; exploatarea zăcămintelor aluvionare și exploatarea materialelor de construcții sub formă de blocuri și calupuri.

11.5.1. EXPLOATAREA ZĂCĂMINTELOR SUB FORMĂ DE DEPOZITE

În funcție de poziția și direcția de înaintare a fronturilor de lucru din masivul de substanță minerală utilă, metodele de exploatare a acestor zăcăminte se împart în: metode de exploatare cu fronturi lungi, metode de exploatare cu fronturi radiale și metode de exploatare cu fișii.

Metode de exploatare cu fronturi lungi. În zăcăminte mari de calcare, roci de construcții precum și la unele zăcăminte de minereuri se poate aplica metoda de exploatare cu fronturi lungi.

În acest caz extragerea substanței minerale utile se face pe toată lungimea treptei de exploatare, sau pe sectoare ale acesteia, avînd sensul de înaintare în direcția perpendiculară cu direcția zăcămîntului (fig. XX.143).

De cele mai multe ori treapta este împărțită în intrînduri, iar acestea în blocuri, în care se face extragerea. Fronturile de lucru din blocuri înaintează pe direcția zăcămîntului. După necesitățile de producție se pot exploata simultan mai multe blocuri, intrînduri și chiar trepte.

Extragerea utilului se realizează cu explozivi amplasați în găuri de sondă sau în camere de minare. Încărcarea materialului derocat se face cu excavatoare, iar transportul acestuia pe cale ferată, sau cu mijloace auto. În vederea realizării transportului cu transportoare cu bandă a materialului util de la treapta în extragere la punctul de distribuire, în ultimii ani sînt folosite din ce în ce mai mult grupurile mobile de concasare amplasate în front (fig. XX.131), sau grupurile semistaționare sau staționare amplasate pe treaptă (fig. XX.144).

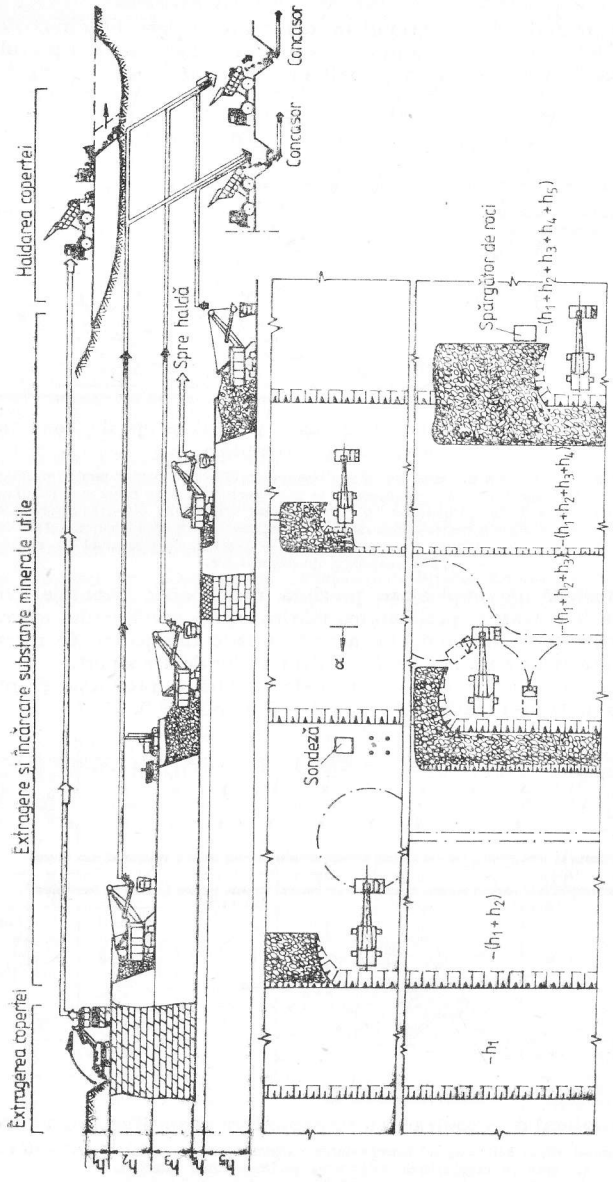


Fig. XX.143. Metoda de exploatare cu fronturi lungi aplicată la exploatarea unui zăcămînt calcaros.

Încărcarea materialului în grupul de concasare se face fie direct de către excavator, fie prin intermediul unei autobasculante, care asigură transportul pe distanța dintre excavatorul care încarcă și grupul de concasare.

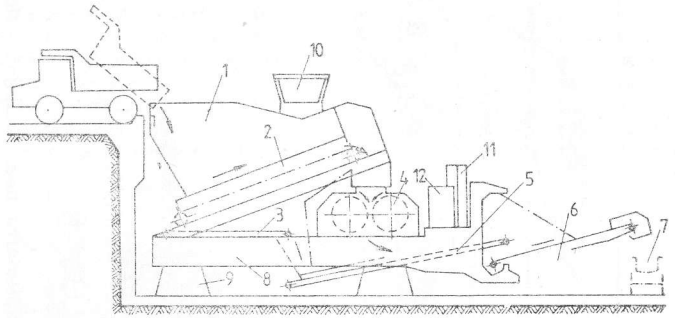


Fig. XX.144. Schema de funcționare a unui grup de concasare amplasat pe treaptă:

1 — pîlnie de primire a materialului; *2* — alimentator; *3* — transportor pentru preluarea trecerii de la alimentator; *4* — concasor; *5* — transportor fix care preia materialul concasat și trecerea de la alimentator; *6* — transportor orientabil; *7* — transportor nestaționar de evacuare a materialului de la concasare; *8* — șasiul grupului; *9* — suportul grupului; *10* — cabină de comandă; *11* — pupitru de comandă și control; *12* — instalația de desprăfuire.

Această metodă de exploatare prezintă următoarele avantaje: volum relativ mic al lucrărilor de pregătire; posibilitatea măririi rapide a volumului excavat și transportat prin introducerea în producție a unor utilaje din parcul de rezervă; schemă simplă și lungimea relativ mică a liniilor și drumurilor de transport.

Pe lîngă avantajele de mai sus, metoda asigură o producție și productivitate mare și permite o bună organizare a lucrului (fig. XX.145).

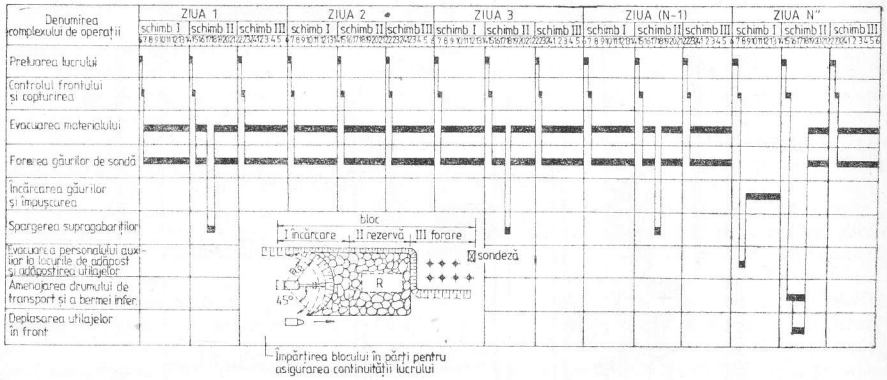


Fig. XX.145. Graficul de organizare cu suprapunerea operațiilor într-un front de lucru:

R — rezerva de material afînat care asigură funcționarea excavatorului pe o durată de 3—10 zile; *N** — ziua în care se organizează încărcarea și împușcarea găurilor.

La exploatarea zăcămintelor de dimensiuni reduse, cu dezvoltare neuniformă și cu tectonică complicată, se aplică metodele de exploatare cu fronturi radiare sau cu fîșii. În funcție de prezența și dispunerea fisurilor și a suprafețelor de separație în masivul de substanță minerală utilă, metoda de exploatare cu fîșii poate fi cu fîșii transversale sau direcționale.

Aceste metode de exploatare prezintă următoarele dezavantaje: posibilitate limitată de mecanizare complexă; rețea complicată de transport; dificultăți la exploatarea simultană a mai multor trepte; producție și productivitate scăzută.

11.5.2. EXPLOATAREA ZĂCĂMINTELOR STRATIFORME DE GROSIME MEDIE ȘI SUBȚIRI

Pentru valorificarea zăcămintelor de cărbune și a unor zăcăminte stratiforme nemetalifere de grosime și înclinare mică care aflorează pe întinderi foarte mari și a căror extragere prin descopertare la zi sau prin lucrări subterane este de obicei nerentabilă, a fost stabilită o metodă care poate fi considerată ca o nouă metodă de exploatare în cadrul exploatării la zi.

Principiul metodei constă în săparea unei tranșee sau semitranșee de pregătire pe direcția zăcămîntului sau aflorimentului, avînd vatra sub nivelul culcușului zăcămîntului, din care se începe extragerea utilului prin intermediul găurilor de foraj de diametru mare sau cu ajutorul unor combine.

Săparea tranșeei se realizează cu excavatorul lopată mecanică, draglină sau cu excavatorul cu rotor și cupe tăietoare (fig. XX.146). Din tranșee sau semitranșee cu

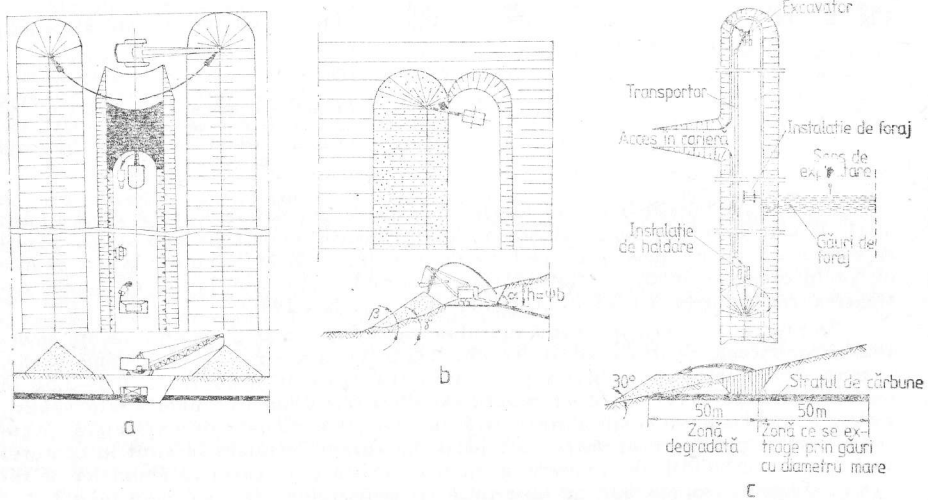


Fig. XX.146. Săparea tranșeei de pregătire:

a — folosirea draglinei; *b* — folosirea excavatorului cu cupă dreaptă; *c* — folosirea excavatorului cu rotor.

lățimea vetrei de 9—18 m se execută în zăcămînt, cu ajutorul unor instalații de forat rotativ sau cu ajutorul unor combine de dimensiuni mici, găuri de mare diametru (400—2100 mm), dispuse la intervale de 100—500 mm între pereții găurilor și lăsînd la culcuș și acoperiș un banc de 100—200 mm (fig. XX.147). Pilierii de grosime variabilă (fig. XX.147), care se lasă între găuri, se distrug treptat, fără a pune în pericol fluxul de exploatare, astfel că pierderile de exploatare la această metodă se ridică la aproximativ 50%.

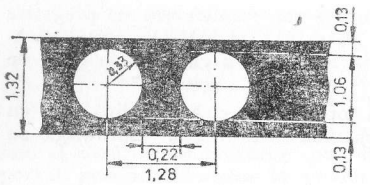


Fig. XX.147. Amplasarea găurilor de foraj și a pilierilor.

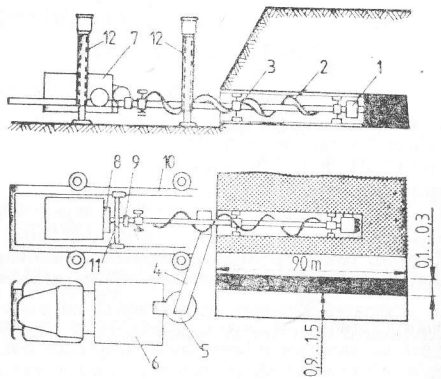


Fig. XX.148. Instalație de exploatare prin foraj:

1 — coroană dințată; *2* — melc; *3* — stea de ghidare; *4* — bandă de transport; *5* — cap de încărcare; *6*—autocamion; *7* — motor de acționare; *8* — reductor; *9* — cuplaj; *10* — cadru pentru deplasarea motorului; *11* — mecanism de avans; *12* — cricuri hidraulice pentru susținerea instalației.

Instalațiile folosite în cadrul acestei metode de exploatare sînt de două tipuri: unele la care gaura are formă cilindrică, iar transportul cărbunelui de-a lungul găurii se efectuează cu un melc prins pe tijele de foraj (fig. XX.148) și altele la care găurile au profil dreptunghiular, iar transportul se execută cu un transportor cu bandă, extragerea realizîndu-se cu ajutorul combinelor (fig. XX.149).

În prezent se cunoaște o gamă destul de variată de instalații de proveniență sovietică și americană, pentru exploatarea din lucrări la zi a stratelor de grosime medie, și mică. Aceste instalații realizează productivități ridicate, în strate de la 0,4—2,50 m cu înclinare între 6...15°, putînd asigura valorificarea economică a unor strate subțiri, uneori abandonate sau exploatate neeconomic. Această metodă de exploatare poate fi aplicată și pentru recuperarea unei părți din cărbunele rămas în strat în conturul carierelor. Posibilități de aplicare a metodei există și în cazul zăcămintelor de diverse minereuri nemetalifere de tărie mică și medie.

Costul unitar al utilului extras poate fi mai redus decît cel obținut prin metodele clasice în carieră, dat fiind în primul rînd raportul de descopertare redus.

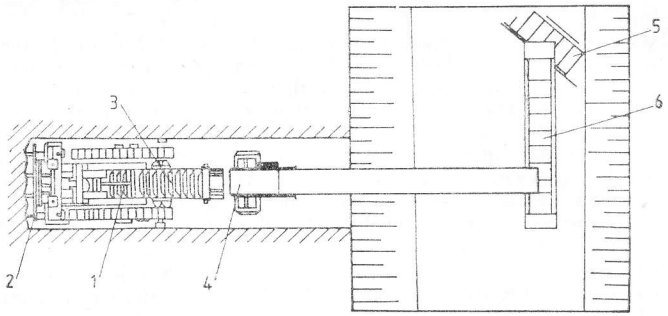


Fig. XX.149. Exploatarea stratelor de grosime mică cu ajutorul combinelor:

1 — combină; *2* — cap tăietor; *3* — transportor cu raclete; *4* — transportor cu bandă; *5* — siloz; *6* — bandă transportoare pentru ridicarea materialului.

11.5.3. EXPLOATAREA ZĂCĂMINTELOR DE TURBĂ

Turba este un sediment recent al mlaștinilor neaerisite, compus din resturi vegetale, trecut printr-un proces chimic și fizic care a avut drept rezultat o îmbogățire în carbon. Mlaștinile de turbă au grosimi variabile, dar cele cu grosimi mai mici de 50 cm sînt considerate neexploatabile.

Mlaștinile de turbă se împart în două categorii: *mlaștini eutrofe* și *mlaștini oligotrofe*.

Turba mlaștinilor eutrofe se formează sub nivelul apelor de infiltrație, este deci o turbă infraacvatică, bogată în cenușă și de calitate inferioară. Turba eutrofă se folosește, în cele mai multe cazuri, drept combustibil, atît în industrie cît și pentru uz casnic. În prezent există în lume mai multe zeci de centrale termoelectrice pe bază de turbă și, de asemenea, un mare număr de instalații de brichetare a turbei.

Turba mlaștinilor oligotrofe este o turbă supraacvatică — formată deasupra apelor de infiltrație — cu un conținut foarte redus de cenușă (2%), foarte higroscopică, rău conducătoare de căldură, de foarte bună calitate și cu multiple utilizări în agricultură, medicină, industria materialelor de construcții etc.

Pe teritoriul țării noastre se cunosc în total peste 40 de turbării, dintre care cele mai importante sînt repartizate de-a lungul lanțului Carpaților, pe podișul Transilvaniei, în munții Apuseni și în nordul Transilvaniei.

Suprafața turbăriilor eutrofe și oligotrofe din țară este de peste 7000 ha cu o rezervă de aproximativ 90 milioane m^3.

Față de alte țări din Europa și din lume aceste rezerve sînt destul de reduse. Țările cele mai bogate în zăcăminte de turbă din lume sînt: Uniunea Sovietică, Canada, Finlanda, Suedia, Norvegia, Polonia, R. F. Germania, Irlanda, Scoția, Danemarca și Ungaria.

Fluxul tehnologic de exploatare a turbei constă dintr-o serie de operații care au drept scop obținerea turbei uscate natural sau artificial — care să fie supusă apoi fluxului de prelucrare. Aceste operații constau în: îndepărtarea vegetației, descopertarea

și nivelarea zăcămîntului, drenarea acestuia, tăierea turbei, stivuirea, uscarea, încărcarea și transportul precum și o serie de lucrări auxiliare.

Perimetrul unei viitoare turbării este cartat la o scară de 1:500 sau 1:1000 cu izohipsele la 1 m și cu adnotările rezultatelor din probele luate după un canevas strîns, privind grosimea stratului exploatabil. Probele de zăcămînt se colectează cu ajutorul unei sonde speciale, spre a evita distrugerea țesutului fibros.

Perimetrul turbăriei se împarte în panouri cu lungimea de 250—400 m și cu lățimea de 80—200 m. Suprafața medie a unui panou va fi de circa 30 000 m², ceea ce reprezintă la o adîncime medie de 2 m un volum de aproximativ 60 000 m³.

După ce s-au trasat panourile, primele operații ce trebuiesc efectuate constau în: îndepărtarea vegetației, descopertarea terenului și nivelarea lui. Aceste operații se fac manual sau mecanizat, cu ajutorul unor agregate complexe.

După realizarea operațiilor mai sus menționate se trece la săparea rețelei canalelor de drenare care au scurgere naturală și al căror profil trebuie să asigure asecarea-cotelor minime ale mlaștinei cu turbă.

Sistemul de drenare (fig. XX.150), se compune dintr-un canal colector sau principal și o serie de canale de drenaj de panou cu secțiunea medie de 1—2 m² de la care pleacă șanțurile transversale de panou care au suprafața medie a secțiunii transversale de 0,5 m².

Canalele de drenaj de panou se sapă la intervale de aproximativ 100 m, perpendicular pe tranșeea principală, iar la intervale de pînă la 50 m paralel cu tranșeea principală, adică perpendicular pe canalele de panou se sapă șanțurile transversale de panou.

Canalul principal este săpat inițial cu o adîncime de 1,0—1,5 m și se adîncește treptat, păstrînd panta taluzurilor de 1:1. Acest canal va putea pătrunde chiar în roca din fundul mlaștinii și va avea o pantă longitudinală uniformă de 2:1000 sau chiar 1:1000, avînd în vedere că va deveni tranșeea principală a turbăriei. Canalul principal cu panta uniformă va asigura scurgerea naturală a apelor și va duce astfel la asecarea cotelor minime ale turbăriei.

Volumul total de excavare pentru drenarea unui panou cu dimensiunile indicate mai sus este de circa 2000 m³.

Săparea acestor lucrări se execută, după secțiunea și volumul lor, manual sau mecanizat, cu ajutorul unor excavatoare cu presiune specifică pe sol foarte redusă.

În anumite situații și în special în cazul turbelor eutrofe, canalele de drenare se pot săpa cu ajutorul unor pluguri cu discuri cu regim de funcționare continuu, cum ar fi cel de tipul MK-1,8 care poate săpa șanțuri de drenaj adînci de 1,8 m.

Prin asecarea prealabilă, nivelul suprafeței turbăriei se coboară prin tasare cu 20—30 cm anual, în cazul unei rețele de canale cu adîncimea de 1,0—1,5 m.

Metode de extragere. Extragerea turbei se poate realiza manual, semimecanizat sau mecanizat.

Extragerea manuală se realizează cu ajutorul unor hîrlețe bine ascuțite, cu care se taie calupuri de aproximativ 30 × 13 × 13 cm și care se depun în stive pentru uscare naturală. În cazul acestei metode de extragere săparea canalelor de drenare se face tot manual. Extragerea manuală se aplică la turbării cu rezerve și producții mici și în condiții de zăcămînt dificile.

Extragerea semimecanizată se aplică la turbăriile cu rezerve reduse, care au forme neregulate și pentru care achiziționarea unui utilaj de mare productivitate ar fi prea scumpă.

În astfel de turbării se utilizează excavatoare mici cu cupa de 0,3—0,5 m³, care vehiculează pe șenile și care servesc pentru săparea șanțurilor de drenaj.

Schema de împărțire a zăcămîntului în panouri este asemănătoare cu cea prezentată în fig. XX.150.

Extragerea propriu-zisă a turbei, dată fiind producția redusă, se face cu ajutorul uneltelor manuale, sub formă de calupuri.

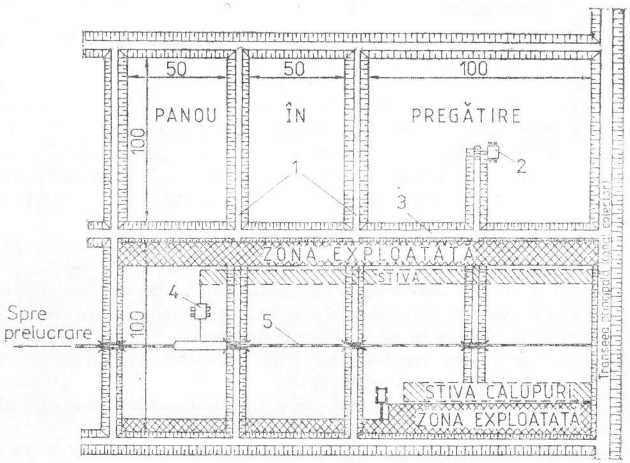


Fig. XX.150. Pregătirea și exploatarea mecanizată a zăcămîntului de turbă:

1 — șanț transversal; *2* — utilaj de nivelare și de săpat șanțuri; *3* — dren (canal de panou); *4* — cărucior de încărcare; *5* — cale ferată (sau bandă) îngustă.

Calupurile extrase se așază în stive, pentru uscare naturală. Pentru o uscare bună și cît mai rapidă, stivele de calupuri se așază la distanțe de 3—10 m una față de alta, în funcție de umiditatea terenului.

Este de preferat ca turba extrasă care are o umiditate de 70—95% să fie uscată natural înainte de a fi introdusă în instalația de uscare artificială. Calupurile vor sta cîteva zile în stive în care vor pierde pînă la 25% din umiditate, suferind astfel o uscare primară. În cazul cînd condițiile atmosferice vor determina un timp mai îndelungat pentru păstrarea în stive, atunci se pot aranja de-a lungul căilor ferate înguste mai multe șiruri de stive. Încărcarea din stive în vagonete se poate face mecanizat, cu ajutorul unor graifăre montate pe un tractor cu șenile sau, în cazul turbăriilor cu producții mai reduse, încărcarea în vagonete se poate face manual.

Extragerea mecanizată se realizează cu ajutorul unor mașini complexe care au o presiune specifică pe sol foarte mică — sub 1 daN/cm².

În funcție de natura, forma, extinderea și constituția zăcămîntului de turbă, extragerea mecanizată a turbei se poate realiza după două sisteme:

— extragerea mecanizată prin frezare, și

— extragerea mecanizată pe verticală, care se poate face la rîndul său în două variante 1) extragerea zăcămîntului în felii; 2) extragerea zăcămîntului pe toată adîncimea deodată.

Extragerea mecanizată prin frezare se aplică la turbele eutrofe de cîmpie, cu suprafețe întinse, puțin dezvoltate în adîncime și a căror constituție vegetală este aproximativ orizontală și stratiformă, și care sînt întrebuințate în special pentru brichetare. Acest sistem constă în tăierea unor strate subțiri de turbă în grosimi de pînă la 10 cm, după ce suprafața a fost bine planată și drenată. Materialul mărunt rezultat este apoi adunat mecanic în grămezi mari care prin uscare naturală își reduce umiditatea pînă la 40—50%. Extragerea prin frezare prezintă dezavantajul că se poate executa numai în timpul verii și că materialul rezultat poate fi întrebuințat numai pentru brichetare.

Extragerea mecanizată pe verticală se utilizează în special la zăcămintele oligotrofe, cu o construcție vegetală dezvoltată pe verticală, de tipul *Sphagnum*.

Tăierea turbei în acest caz se face sub formă de calupuri, cu ajutorul unor mașini pe șenile cu o greutate totală de 2—3 t, care pe lîngă tăiere asigură ridicarea și depunerea calupurilor de turbă în stive pentru uscare.

În fig. XX.150 se poate urmări modul de execuție al lucrărilor la extragerea mecanizată sub formă de calupuri a turbei.

Extragerea turbei în felii sub formă de calupuri se realizează cu diferite mașini, cum ar fi de exemplu cea de tip STEBA, licență R.F.G.

Mașina STEBA se deplasează direct pe turbă și asigură tăierea pe adîncimi variabile cuprinse între 15 și 75 cm. Ea dispune de o ramă puternică care printr-o singură lovitură taie 10 calupuri dispuse pe două rînduri, cu dimensiunile de 40 × 15 × × 15 cm. După această operație rama se rabate și depune calupurile pe o altă ramă fixă care le stivuiește de-a lungul canalului săpat. Mașina are o capacitate de tăiere de 35—60 m³/h la un avans de 60—100 m/h.

Colectarea calupurilor de turbă se face cu ajutorul unui cărucior cu bandă, a cărui lungime extinsă este de aproximativ 60 m. Căruciorul circulă pe șenile (fig.XX.150) și are două benzi de cauciuc în prelungire care se pot roti una față de cealaltă. Căruciorul are un debit mare și este deservit de doi muncitori, unul la operația de încărcare și celălalt la descărcare.

Transportul turbei se poate face cu o bandă sau pe o cale ferată îngustă montată în mijlocul panoului de exploatare. Linia ferată se montează simplu, în panouri de șine cu traverse metalice, fără vreo amenajare specială. Vagoanele cu care se transportă turba au cutii din scînduri sau din șipci.

— *Varianta de extragere pe verticală pe toată adîncimea deodată* se aplică, de obicei, numai la zăcăminte de turbă cu grosimea de minimum 2 m, și are deci un domeniu de aplicabilitate mai restrîns. Extragerea, în acest caz, se face cu mașini de tăiere pe verticală, cum ar fi cea de tipul K.St-II — care se deplasează pe o cale ferată îngustă dublă, cu ecartamentul de 600 mm, avînd distanța între axele celor două căi ferate de 2,0 m și detașează turba din masiv sub formă de calupuri cu dimensiunile de 570 × 380 mm. Mașina lucrează, în suveică și productivitatea ei este funcție de grosimea stratului de turbă, putînd să ajungă pînă la aproximativ 35 m³/h. Utilizarea mașinii K.St-II — prezintă marele dezavantaj că încărcarea calupurilor deta-

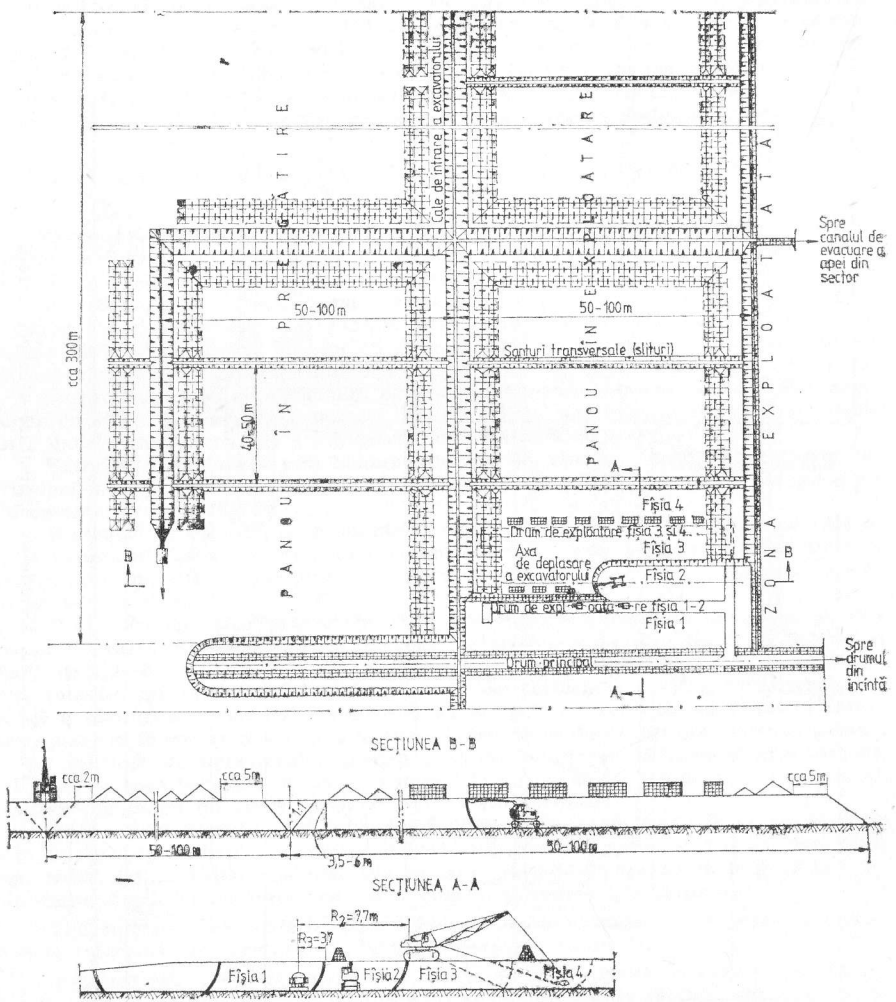


Fig. XX.151. Metoda de exploatare a turbei pe toată grosimea deodată.

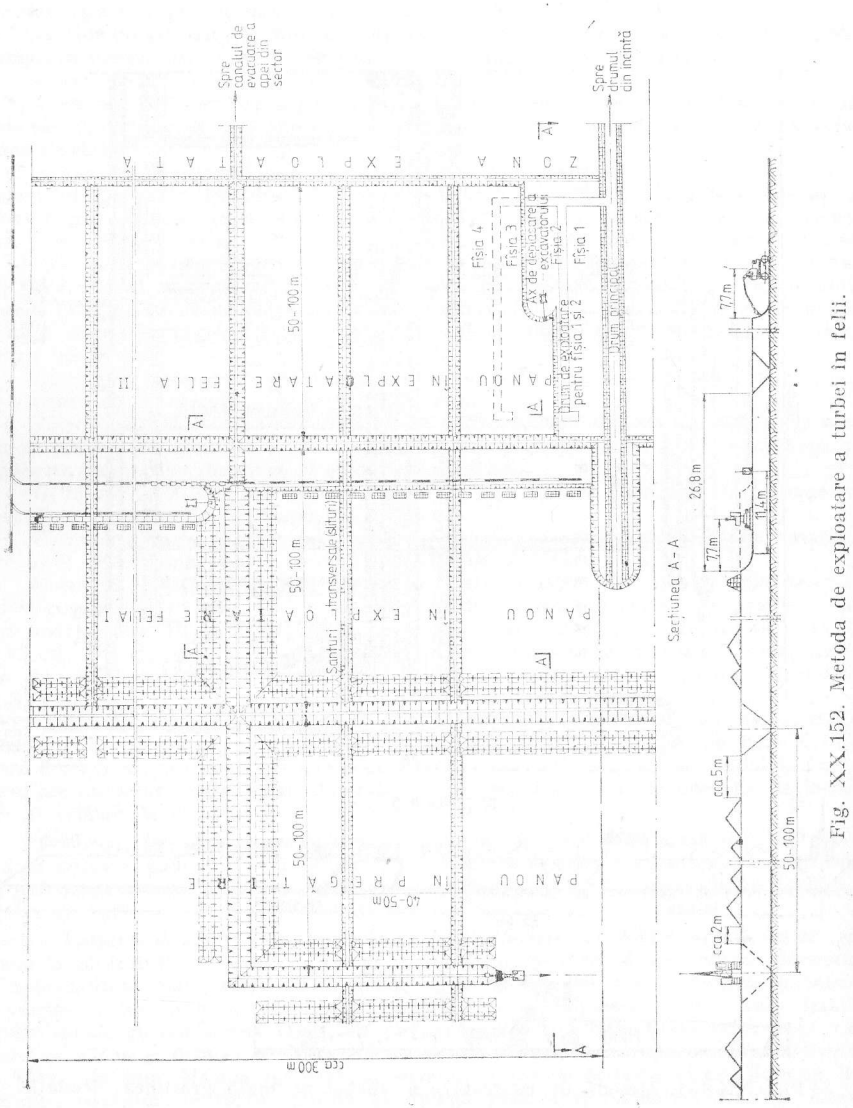


Fig. XX.152. Metoda de exploatare a turbei în felii.

șate din masiv se face direct în vasele de transport, neexistînd astfel posibilitatea uscării primare a materialului în carieră.

În prezent, în țara noastră există preocupări susținute pentru exploatarea și valorificarea superioară a turbei. Ca urmare, pentru principalele zăcăminte au fost făcute studii tehnico-economice și în funcție de structură s-a trecut la exploatarea lor pe toată grosimea deodată (fig. XX.151) sau în felii (fig. XX.152). Exploatarea se va face mecanizat și realizarea principalelor procese de producție are ca bază folosirea utilajului de construcție românească: excavatoare lopată mecanică de tipul P—401; dragline de tipul DH—801; tractoare amfibie pe șenile de tip Delta; remorci pe pneuri de joasă presiune RHS; încărcătoare cu două brațe pentru materialul uscat etc.

11.5.4. EXPLOATAREA ZĂCĂMINTELOR ALUVIONARE

Extragerea mecanică a aluviunilor. În majoritatea cazurilor, în cariere se adoptă metode mecanizate de detașare a aluviunilor. Utilajul cel mai des folosit este excavatorul cu o singură cupă — lopată mecanică.

Înainte de a se începe extragerea zăcămîntului aluvionar, se execută în teren o tranșee, apoi aluviunile sînt extrase prin intrînduri paralele, într-o parte sau în ambele părți ale tranșeei. În condiții corespunzătoare aluviunile se pot extrage cu excavatoarele de tip draglină sau cu excavatoarele cu cupe multiple de tip elindă.

La producții mici ale carierelor, pentru simplificarea extragerii se pot folosi screperele cu cablu sau screperele pe roți. Aceste utilaje sînt folosite atunci cînd procurarea excavatoarelor mari și a mijloacelor de transport nu este justificată.

Extragerea aluviunilor prin hidromecanizare. În anumite condiții marcate în principal prin roci slabe și cantitate suficientă de apă, aluviunile pot fi extrase prin hidromecanizarea operațiilor.

Procedeul se bazează pe proprietatea unui curent de apă cu viteză mare de a spăla materialele granulare care au o coeziune redusă și de a purta cu el particulele dezagregate, transportîndu-le pînă cînd, datorită coborîrii vitezei sub o anumită limită, particulele se depun.

Pentru ca aplicarea procedeelor de lucru hidromecanizate să fie eficientă, sînt necesare următoarele: să existe în imediata vecinătate surse abundente de apă la un debit de 20—60 m^3 apă la 1 m^3 de rocă exploatată în masiv și care să poată fi ușor folosite; relieful terenului să fie suficient de accidentat ca să permită scurgerea liberă a hidromasei; materialul exploatat să se spele cu ușurință, să se poată transporta lesne și să cedeze repede apa în timpul operațiilor de depozitare; terenul natural să fie suficient de impermeabil, pentru a înlesni scurgerea hidromasei prin șanțuri, cel puțin în zona frontului de lucru; volumul lucrărilor să fie suficient de mare ca să justifice din punct de vedere economic investițiile necesare.

Cînd aceste condiții sînt îndeplinite, hidromecanizarea permite să se realizeze o productivitate ridicată a muncii, o calitate superioară a produselor și un cost mult mai redus, în condițiile cele mai avantajoase putîndu-se ajunge chiar pînă la 50% din costul lucrărilor exceptate cu excavatoarele și camioanele obișnuite.

Hidromecanizarea poate fi aplicată la lucrările de extragere și transport, sau numai la transport (dezagregarea putîndu-se face prin alte mijloace).

Procesul tehnologic al lucrărilor hidromecanizate impune existența permanentă a unui curent continuu de apă între abataj și punctul de descărcare (depunere). Întreruperea sau modificarea caracteristicilor acestui curent poate produce mari dificultăți în exploatare.

Apa care alimentează hidroinstalațiile este adusă de la o sursă locală, iar după executarea tuturor operațiilor care compun procesul tehnologic, este îndepărtată sau redată sursei inițiale în vederea refolosirii ei. Alimentarea directă se folosește numai în cazurile cînd rezervele de apă sînt abundente și aducerea ei este ieftină. Alimentarea folosind recirculația apei întrebuințate se aplică în toate cazurile cînd sursele locale sînt insuficiente și aducerea apei este costisitoare.

Capacitatea de spălare a rocilor depinde de: caracteristicile rocii, presiunea produsă de jetul de apă, cantitatea de apă folosită și condițiile de lucru (metoda de spălare, unghiul de atac al jetului, distanța de la hidromonitor la front etc.).

Practica a stabilit că rocile se spală cu atît mai ușor cu cît au un grad de porozitate mai mare, o plasticitate mai redusă și un grad de umiditate mai ridicat. Astfel, rocile nisipoase și îmbibate cu apă se spală foarte ușor, pe cînd argilele plastice compacte se spală foarte greu.

Cantitatea de apă consumată pentru excavarea rocii depinde și de permeabilitatea bermei inferioare treptei în exploatare; de aceea, trebuie făcută o deosebire între apa necesară spălării propriu-zise și aceea necesară transportului.

În principiu, cantitatea de apă necesară transportului depinde de consistența pe care trebuie să o aibă hidromasa pentru a se scurge pe o anumită pantă, precum și de felul rocii. Pentru transportul particulelor argiloase, este suficientă cantitatea de apă necesară pentru spălare, fără nici un alt surplus, deoarece berma de lucru pe care se scurge hidromasa este mai mult sau mai puțin impermeabilă. Pentru transportarea fracțiunilor mari de nisip sau de pietriș, este însă nevoie de o cantitate mult mai mare de apă pentru spălarea lor.

Reducerea consumului de apă la transport se poate obține prin mărirea pantelor de scurgere și prin folosirea jgheaburilor.

Pentru asigurarea unei mai bune scurgeri, hidromasa trebuie să aibă o anumită consistență, adică un anumit raport volumetric între cantitatea de rocă (partea solidă) și cantitatea respectivă de apă din amestec. Această consistență se alege în funcție de proprietățile pămîntului și condițiile de transport, variind de la 1:5 pînă la 1:20 (în medie 1:10). O diluare mai mare face ca greutatea specifică a hidromasei să fie mai mică, deci transportul să fie mai ușor, iar pulpa să fie mai fluidă; se sporește însă mult consumul de apă.

În cazul cînd se folosește alimentarea directă, este necesar ca debitul sursei să fie mai mare sau cel puțin egal cu debitul necesar funcționării instalației. În cazuri dificile, se pot folosi și surse ale căror debit în 24 ore este egal cu debitul consumat în 8 ore de lucru. Pentru aceasta însă trebuie amenajate rezervoare de acumulare.

Se poate folosi ca sursă de alimentare apa din rîuri, din lacuri sau chiar apa subterană, dacă se află în cantitate suficientă și extragerea ei este avantajoasă. În cazul folosirii apei prin recirculație, aceasta este colectată din hidrohalde și folosită din nou după sedimentare și limpezire.

Apa poate fi dirijată spre frontul de lucru prin cădere liberă, prin pompare sau prin metode combinate.

Alimentarea fronturilor de lucru cu apă prin cădere liberă se întîlnește mai rar, astfel că, în general, apa este adusă la punctele de lucru cu ajutorul pompelor.

Cele mai multe exploatări folosesc alimentarea directă cu apă. Instalațiile care folosesc recirculația apei trebuie alimentate periodic cu o cantitate de apă suplimentară din afară, pentru compensarea pierderilor (infiltrații, evaporare etc.) precum și pentru crearea unei mici rezerve.

Cantitatea de apă care trebuie să recircule în instalație timp de 34 ore, pentru asigurarea bunei funcționări, este:

$$Q = Vq_1 + q_2 + q_3 - (q_4 + q_5) \quad [\text{m}^3/24 \text{ ore}] \tag{11.30}$$

unde: V este volumul de rocă excavat, $m^3/24$ ore:
q_1 — consumul specific de apă pentru spălare și transport, m^3/m^3:
q_2 — pierderile de apă prin infiltrație, $m^3/24$ ore;
q_3 — pierderile de apă prin evaporare, $m^3/24$ ore;
q_4 — afluxul de apă din precipitațiile atmosferice, $m^3/24$ ore;
q_5 — afluxul de apă din infiltrațiile subterane, $m^3/24$ ore.

În cazul recirculației apei, din hidrohaldă se poate recupera cantitatea de apă:

$$Q' = Q - Vq_6 \tag{11.31}$$

unde: q_6 este cantitatea specifică de apă care rămîne reținută (îmbibată) în materialul depus.

Pentru alimentare cu apă se folosesc, de regulă, pompe centrifuge cu debite între 250 și 3000 m^3/h și cu presiuni de 40 pînă la 200 m H_2O.

Dacă o pompă este insuficientă, se pot folosi simultan două pompe: cuplate în paralel, dacă debitul este insuficient și cuplate în serie, dacă presiunea este insuficientă. Este obligatoriu să existe totdeauna și o pompă de rezervă.

De la stația de pompare, apa este trimisă la frontul de lucru printr-o conductă de presiune, executată din tuburi de oțel trase sau sudate.

Conductele se așază totdeauna cu pante și contrapante, avînd montate în punctele cele mai joase ventile de evacuare, care să permită golirea completă a conductelor în timpul opririi lucrului în perioadele de îngheț. În punctele cele mai de sus se montează supape de aer.

Diametrul conductelor se determină pe baza unor calcule tehnico-economice, ținînd seama că micșorarea diametrului necesită mărirea vitezei, ceea ce conduce la sporirea presiunii la pompă, la consum sporit de energie, la o mărire a pierderilor de sarcină de-a lungul conductei și la o uzură prematură a acesteia, iar mărirea diametrului duce la creșterea cheltuielilor de investiție.

Este recomandabil ca viteza apei în conducte să fie de 1,5—2 m/s, putînd ajunge în mod excepțional pînă la 4 m/s.

Apa din conducta de presiune ajunge la hidromonitor care o dirijează sub forma unei vîne sau jet compact de înaltă presiune spre frontul de lucru.

Hidromonitoarele întrebuințate în exploatarea la zi sînt *cu bulon central* sau *cu rulment* (v. secțiunea XVII. Procedee de extragere).

În timpul funcționării, hidromonitorul trebuie să fie instalat în fața frontului în așa fel ca, pe de o parte, să fie cît mai aproape de front, iar pe de altă parte, să fie garantată securitatea oamenilor și aparatelor împotriva surpărilor de roci.

Distanța cea mai mică de la frontul de lucru la care se poate așeza hidromonitorul este determinată în practică de înălțimea h a treptei care este atacată și anume se ia în așa fel, încît roca care se prăbușește în timpul tăierii treptei să nu atingă și să deterioreze hidromonitorul. În practică, această distanță se ia de $(0{,}8—1{,}3)h$.

Legarea hidromonitorului la conductele principale de alimentare cu apă se face prin tuburi flexibile, care să permită anumite manevre ale utilajului în timpul lucrului, precum și mutarea lui.

După spălarea și evacuarea nisipurilor, culcușul este minuțios curățat de materialul spălat care conține adesea substanțe minerale utile. Pentru asigurarea continuității lucrului este necesar să existe două fronturi, din care unul se va găsi în exploatare, iar în al doilea se curăță culcușul și se mută hidromonitoarele. În fiecare front

Fig. XX.153. Metoda de excavare de sus în jos.

funcționează simultan două hidromonitoare, unul avînd rolul auxiliar pentru transportul materialului spălat în ecluză.

Excavarea rocilor cu hidromonitorul se poate executa în două feluri:

Excavarea de pe berma superioară a frontului de lucru, în care caz hidromonitorul lucrează de sus în jos, iăr hidromasa se scurge în același sens cu jetul de apă (fig. XX.153). În cazul acestei metode se consumă o cantitate mare de apă; de aceea, metoda nu este recomandată decît numai în anumite cazuri și anume la înălțimi mici de treaptă (pînă la 3—4 m).

Excavarea de pe berma inferioară a frontului de lucru, în care caz hidromonitorul lucrează jos, la baza frontului (fig. XX.154). În acest caz se pot întîlni două situații:

— scurgerea nămolului se face în sens contrar față de jetul hidromonitorului (metoda frontală, fig. XX.155, *a*);

— scurgerea nămolului se face aproximativ în același sens cu jetul, însă frontul de lucru este atacat oblic (metoda longitudinală, fig. XX.155, *b*).

Pentru scurgerea hidromasei se folosesc șanțuri sau jgheaburi amenajate dinainte pe talpa frontului de lucru.

Cînd se lucrează după metoda longitudinală, hidromasa împinsă cu putere de jetul hidromonitoarelor se unește într-un singur curent concentrat, în care nu se pot produce depuneri și care se scurge cu ușurință.

Cînd se lucrează după metoda frontală, curentul hidromasei este dirijat în sens contrar curentului apei din hidromonitor, iar dacă nu este asigurată o bună scurgere se formează o saltea de apă, care poate reduce din efectul spălării, dar care, în schimb, asigură o mai bună amestecare a pămîntului cu apa, deci dă o mai mare fluiditate pulpei.

Pentru afînarea rocii, în vederea unei spălări mai ușoare, se pot folosi următoarele metode de lucru:

— spălarea abatajului cu ajutorul jetului hidromonitorului, la piciorul treptei, pe o adîncime și lărgime suficientă, care să permită prăbușirea frontului și spălarea ulterioară a materialului surpat;

— introducerea apei sub presiune în spatele abatajului, în vederea saturării rocii cu apă, ceea ce va permite spălarea mult mai ușoară a abatajului;

— afînarea sau surparea rocii cu anumite dispozitive mecanice.

Prima metodă (fig. XX.154) este cea mai răspîndită și dă rezultate bune, dacă se lucrează cu atenție, spre a nu se provoca accidente în timpul prăbușirii frontului. O variantă a acestei metode constă în spălarea masei prăbușite prin folosirea unui hidromonitor cu presiune joasă, în timp ce hidromonitorul propriu-zis deschide un nou front.

În cea de-a doua metodă, se introduce apă sub presiune joasă, printr-o serie de țevi metalice bătute vertical în pămînt pînă la distanța de (1/2—1/3) *h* de fron-

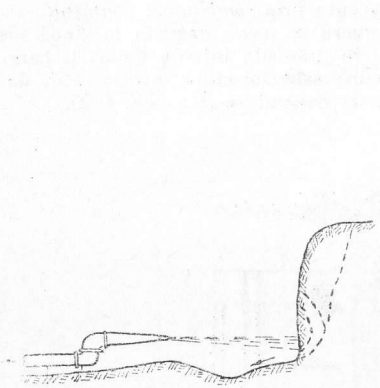


Fig. XX.154. Metoda de excavare la baza frontului.

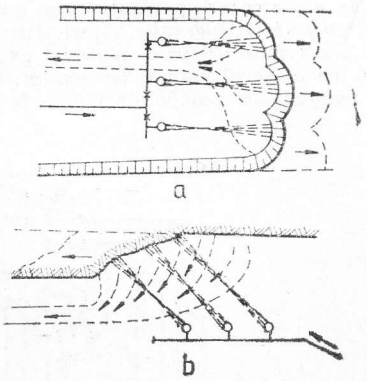


Fig. XX.155. Spălarea frontului de lucru:

a — frontală; *b* — longitudinală.

tul de lucru și de 4—5 m între ele; apa îmbibînd roca micșorează coeziunea dintre particule (fig. XX.156). Acest fenomen produce alunecări de blocuri din frontul de lucru, care pot fi spălate foarte ușor de hidromonitoare. Presiunea apei trimisă în conducte nu depășește 20—30 m col. apă. În cazul terenurilor mai permeabile, metoda poate fi înlocuită sau combinată cu un sistem de șanțuri, prin care se trimite apă. Cu cît

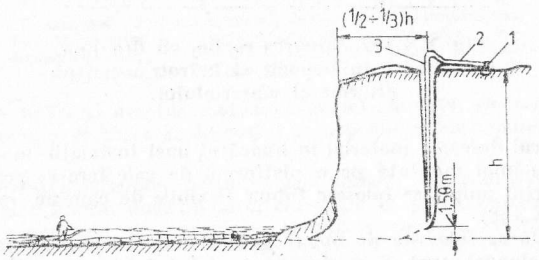


Fig. XX.156. Afînarea hidraulică:

1 — conductă de apă; *2* — tuburi de cauciuc; *3* — țevi de injecție.

se introduce în prealabil în rocă o cantitate de apă mai mare, cu atît spălarea ei ulterioară va fi mai uşoară.

Ca metodă pentru dislocarea rocii se mai poate folosi şi acţiunea mecanică a diferitelor utilaje, de exemplu buldozerul care taie şi deplasează materialul în dreptul unei rigole unde lucrează hidromonitorul.

Dezagregarea şi prăbuşirea rocii se mai poate face şi cu explozivi.

Pentru asigurarea unei bune scurgeri a hidromasei, trebuie menţinută o pantă a vetrei de cel puţin 2%.

În unele cazuri, exploatarea se poate executa prin *combinarea abatajului mecanic şi a transportului hidraulic*. Acest sistem de lucru se poate executa în două moduri:

— Excavatorul depune material excavat în grămadă într-un depozit, care este spălat cu ajutorul unui hidromonitor, iar pulpa este colectată într-un puţ, de unde este pompată cu pompa de nămol la locul de depozitare (fig. XX 157).

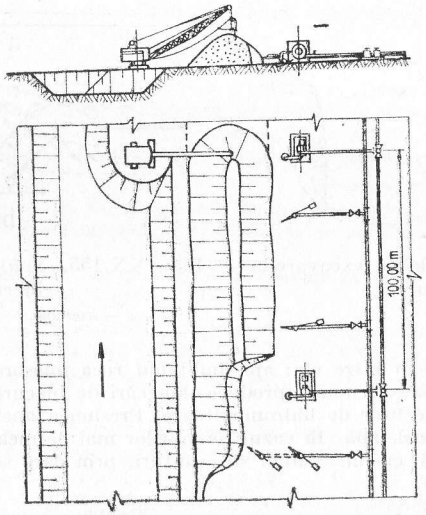


Fig. XX.157. Afînarea rocilor cu draglina, descărcare în depozit şi hidrotransportul ulterior al materialului.

— Excavatorul descarcă material în buncărul unei instalaţii mobile de pompare, avînd pompa de nămol montată pe o platformă de cale ferată; pentru alimentarea cu apă şi transportul pulpei se folosesc tuburi flexibile de cauciuc, racordate la o reţea fixă (fig. XX.158).

Prima metodă se foloseşte de obicei pentru materialele argiloase, care necesită un timp mai îndelungat spre a se dezagrega şi totodată cer un consum mai mare de apă, iar metoda a doua se aplică în special în cazul materialelor mai nisipoase, a căror dezagregare se face mai repede şi cu un consum mai mic de apă.

Metodele hidromecanizate de lucru sînt folosite şi la exploatarea la zi a altor zăcăminte, nu numai a celor aluvionare. În aceste cazuri hidromecanizarea se foloseşte cel mai des la lucrări de dezvelire şi într-o măsură mai mică la lucrările de extragerea substanţelor minerale utile.

Ele se folosesc, de asemenea, la executarea tranşeelor precum şi a altor lucrări care necesită săpare şi transport, în măsura în care natura rocilor permite aceasta.

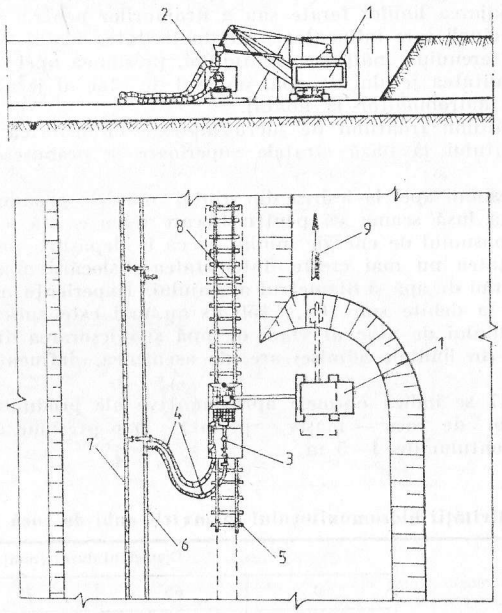


Fig. XX.158. Afînarea cu excavatorul, încărcare în buncăr şi hidrotransport:

1 — excavator; *2* — pompă mobilă de amestec şi hidrotransport; *3* — hidromonitor; *4* — conducte flexibile; *5* — cale ferată; *6* — conductă de apă; *7* — conductă de nămol; *8* — poziţia ulterioară a staţiei de nămol; *9* — direcţia de lucru a excavatorului.

Posibilitatea aplicării acestor metode este determinată, de asemenea, de costul alimentării cu apă sub presiune şi de costul transportului hidromasei pînă la punctul de depozitare.

Cînd configuraţia terenului permite, este indicat ca transportul hidromasei să se facă prin scurgere liberă, dacă nu total cel puţin în parte, deoarece necesită foarte puţină energie, presupune o organizare simplă şi permite executarea lucrărilor cu cheltuieli foarte mici.

Frontul de lucru al unui hidromonitor este de 20—25 m în roci nisipoase afînate şi de 15—20 m în roci argiloase compacte. Se lucrează de obicei cu mai multe hidromonitoare în baterie.

De foarte multe ori este avantajos ca lucrările de dezvelire să se execute prin procedeul combinat, săparea făcîndu-se mecanic, iar transportul pe cale hidraulică. În cazul acesta, se folosește apă sub presiune joasă, ceea ce reduce și mai mult costul lucrărilor în comparație cu cele executate integral prin mijloace hidromecanizate, la care se folosește apă sub presiune înaltă. În afară de aceasta, organizarea transportării rocii pe cale hidraulică este mai puțin complicată decît în cazul altor sisteme de transport, amenajarea jgheaburilor fiind în cele mai multe cazuri mai simplă și mai ieftină decît amenajarea liniilor ferate sau a drumurilor pentru autocamioane.

Factorii principali care influențează productivitatea instalațiilor de hidromecanizare sînt: natura terenului, înălțimea abatajului, presiunea apei la ieșirea din ajutaj, debitul de apă, calitatea jetului de apă, unghiul de atac al jetului de apă în abataj și distanța de la hidromonitor la abataj.

Creșterea înălțimii frontului de lucru mărește intensitatea dislocării, deoarece prin spălarea frontului la bază stratele superioare se prăbușesc datorită greutății proprii.

Creșterea presiunii apei la ieșirea din ajutaj mărește productivitatea instalației. Trebuie să se țină însă seama că pentru fiecare teren există o presiune optimă, la care corespunde consumul de energie minim, și că la depășirea unei anumite presiuni limită, productivitatea nu mai crește. Intensitatea dislocării abatajului crește odată cu mărimea debitului de apă și diametrul ajutajului. Experiența arată că funcționarea hidromonitoarelor la debite sub 100...150 l/s nu mai este suficient de eficace.

Mărirea unghiului de atac al vînei de apă și micșorarea distanței de la hidromonitor la abataj (în limitele admise) are, de asemenea, influență favorabilă asupra productivității.

În tabelul XX.47 se indică normele aproximative ale productivității hidromonitorului în metri cubi de rocă — masiv — pe oră, la o presiune a apei de 3,5 bar și la o înălțime a frontului de 4—5 m.

Tabelul XX.47

Normele productivității hidromonitorului în metri cubi de roeă în masiv pe oră

Clasa de roci	Diametrul duzei [mm]							
	50		65		75		100	
	Consumul de apă [l/s]	Productivit. monitorului [m³/h]	Consumul de apă [l/s]	Productivit. monitorului [m³/h]	Consumul de apă [l/s]	Productivit. monitorului [m³/h]	Consumul de apă [l/s]	Productivit. monitorului [m³/h]
I. Turbă, sol vegetal nisipos	49	14,6	78	23,4	112	33,8	196	59
II. Roci cu 30% pietriș	49	8,8	78	14,0	112	20,5	196	35,4
III. Argile compacte, șisturi	49	4,9	78	7,8	112	11,2	196	19,6
IV. Marne, gresii, conglomerate slab cimentate	49	2,52	78	4,0	112	5,76	196	10,0
V. Argile cu peste 50% blocuri	49	5,25	78	4,0	112	5,76	196	10,0

Extragerea aluviunilor prin dragare. Exploatarea zăcămintelor aluvionare acoperite de ape se face prin dragare. Utilajul de lucru în acest caz este draga, care reprezintă o instalație complexă plutitoare cu ajutorul căreia se extrag nisipurile aluvionare de pe fundul apei pînă la suprafață. Materialul extras poate fi transportat, sub forma unui hidroamestec, prin conducte sub presiune pînă la locul destinat depozitării pe mal sau poate fi introdus în instalații pentru spălare, în vederea separării substanțelor minerale utile (fig. XX.159).

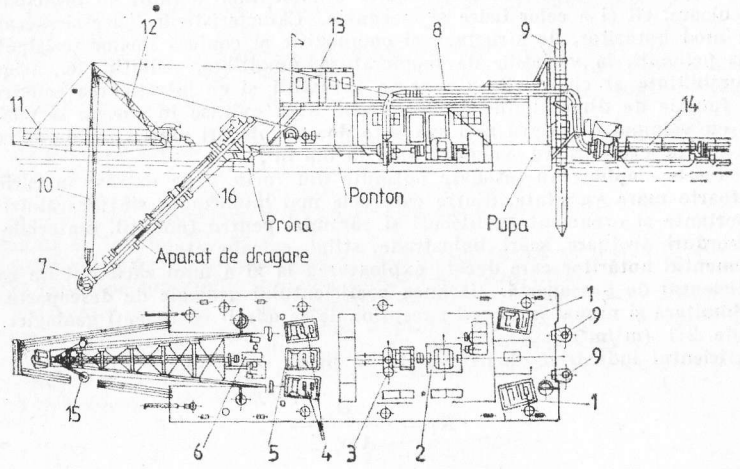


Fig. XX.159. Dragă:

1 — trolii; *2* — motor electric; *3* — pompă de nămol; *4* — trolii pentru manevrarea pontonului; *5*—troliu pentru ridicarea elindei (sorbului); *6* — mecanismul de antrenare a frezei; *7* — freză; *8* — conducte de refulare; *9* —piloți; *10*—palanul elindei; *11* — punte suspendată; *12* — săgeată; *13* — cabină; *14* — conducta de nămol; *15*—scripeți pentru ghidarea cablurilor de manevrare a pontonului; *16* — conducta de aspirație.

Avantajul agregatelor plutitoare constă în aceea că pentru funcționarea lor nu este necesară alimentarea din afară cu apă sub presiune, iar energia consumată pentru afînarea materialelor este, de regulă, mult mai mică decît cea necesară obținerii jetului sub presiune la un hidromonitor.

Instalațiile de dragare se întrebuințează în anumite condiții de exploatare, dintre care cele mai importante sînt: existența unui bazin de apă sau posibilitatea amenajării unui lac; adîncimea aluviunii să corespundă adîncimii de excavare a instalației întrebuințate; rezervele de nisip industrial să fie suficiente pentru asigurarea lucrului instalației de dragare pe un termen mai mare ca 10 ani; aluviunea să nu abunde în blocuri mari; partea superioară a culcușului trebuie să cedeze acțiunii cupelor, în caz contrar, pierderile de metal pot fi mari.

Pentru instalațiile de dragare de dimensiuni mari și medii, debitul de apă în albia aluviunii trebuie să fie de 100—150 l/s. În cazul unui debit de apă mai mic este necesară aducerea apei din albiile vecine.

Posibilitatea mișcării mașinii de dragat este determinată de adîncimea subacvatică minimă a aluviunii, care trebuie să depășească pescajul pontonului și să asigure un spațiu de siguranță între fund și culcuș de aproximativ 1 m.

11.5.5. EXPLOATAREA ZĂCĂMINTELOR DE ROCI ORNAMENTALE SUB FORMĂ DE MONOLIȚI, BLOCURI ȘI CALUPURI

O serie de roci sedimentare, metamorfice și magmatice sînt materiale ideale pentru construcții, datorită atît caracteristicilor ornamentale definite în principal de aspect și culoare, cît și a celor fizice și mecanice. Caracteristicile fizice și mecanice depind, în mod hotărîtor, de structură și compoziție și conferă rocilor rezistență mare la agenți poluanți, la variațiile de temperatură, umiditate, radiații etc., asigurînd o mare durabilitate și cheltuieli minime de investiții și cu întreținerea construcțiilor.

În funcție de dimensiunile liniare, rocile utile extrase în cariere se clasifică în monoliți cu volumul de cîteva zeci sau sute de m^3, blocuri mari cu volumul de pînă la 2—5 m^3 și calupuri cu volumul pînă la 0,3 m^3.

Produsele cioplite sau fasonate obținute din rocile utile extrase în cariere prezintă o foarte mare varietate, dintre care cele mai importante sînt: cărămizi pentru zidării portante și ornamentale, blocuri și cărămizi pentru fundații, materiale pentru pavaje, borduri, trotuare, scări, balustrade, stîlpi, coloane etc.

Elementul hotărîtor care decide exploatarea la zi a unui zăcămînt de roci utile este coeficientul de descopertă. Mărimea coeficientului geologic de descopertă trebuie să fie subunitară și numai în cazuri excepționale se admit coeficienți geologici de descopertă de 2:1 (m^3/m^3).

Coeficientul industrial de descopertă se poate determina cu relația:

$$K_1 = \frac{B}{A \cdot \eta \cdot \zeta} \qquad (11.32)$$

în care: B este volumul lucrărilor de descopertare, m^3;

$\eta \cdot A$ — volumul de rocă utilă extras din masiv, m^3;

ζ — coeficientul de transformare a materialului extras în producție finită.

Coeficientul industrial de descopertă ajunge pînă la 5:1, iar în unele cazuri poate fi chiar mai mare.

Deschiderea zăcămintelor de roci utile se face de obicei prin tranșee, semitranșee sau plane înclinate. Unghiul de înclinare al lucrărilor de deschidere se determină în funcție de sistemul de transport adoptat și de cota la care se află zăcămîntul.

Pregătirea zăcămîntului pentru exploatare începe cu descopertarea, care constă din îndepărtarea sterilului și a părții superioare a zăcămîntului degradat și alterat. Lucrările de descopertare se execută, de obicei, cu ajutorul buldozerelor, a screperelor pe roți și a excavatoarelor; în condiții favorabile, lucrările de descopertare se pot executa prin hidromecanizare.

Dacă coperta zăcămîntului este formată din roci tari, acestea, înainte de a fi îndepărtate, se afînează prin împușcare. Pentru a evita fisurarea zăcămîntului din cauza extragerii copertei prin împușcare, se lasă deasupra acestuia o felie de steril neextrasă, groasă de 1,0—1,5 m. Pătura de steril rămasă neextrasă și partea superioară alterată a zăcămîntului se îndepărtează fără împușcare, după o pregătire prealabilă cu un scarificator de tip greu.

De obicei, haldele pentru sterilul rezultat de la lucrările de descopertare se amplasează pe pante. În majoritatea cazurilor spațiul exploatat este folosit pentru depozitarea deșeurilor rezultate din procesul de exploatare, pentru depozitarea producției finite, iar uneori și pentru haldarea sterilului rezultat de la lucrările de descopertare.

Lucrările de descopertare se termină prin curățirea cu buldozere a suprafeței zăcămîntului și prin nivelarea acestuia.

Pentru crearea frontului inițial de lucru se sapă în zăcămînt o tranșee de pregătire — frontală — care în majoritatea cazurilor se amplasează la una din marginile sectorului de exploatat. Tranșeea se sapă la o adîncime egală cu înălțimea adoptată pentru treptele de extragere. Lățimea tranșeei se determină plecînd de la condiția amplasării mașinilor de tăiat rocă.

Pe lîngă săparea tranșeei de pregătire, în unele cazuri este nevoie de a se săpa și tranșee de flanc, așezate în unghi drept față de linia frontului de lucru. Aceste tranșee sînt necesare pentru introducerea și scoaterea din front a mașinilor de tăiat rocă.

Metodele de exploatare care se aplică în cazul rocilor ornamentale au ca obiectiv asigurarea obținerii producției cerute în condițiile păstrării integrității fizice și mecanice, precum și a aspectului ornamental natural al rocilor.

Metodele de exploatare la zi aplicate în cazul zăcămintelor de roci ornamentale sînt redate în tabelul XX.48.

Extragerea rocilor ornamentale în cariere, sub formă de monoliți, blocuri și calupuri, se face prin mai multe procedee dintre care menționăm:

Extragerea manuală — se realizează pe planele unor fisuri naturale sau, cînd roca are un clivaj bun, pe plane alese după nevoie, practicînd cu ajutorul dălții făgașe suficient de largi și de adînci pentru a putea introduce pene.

Penele întrebuințate pot fi din lemn sau metalice și de asemenea pot fi *simple* sau cu *contrapene* (fig. XX.160).

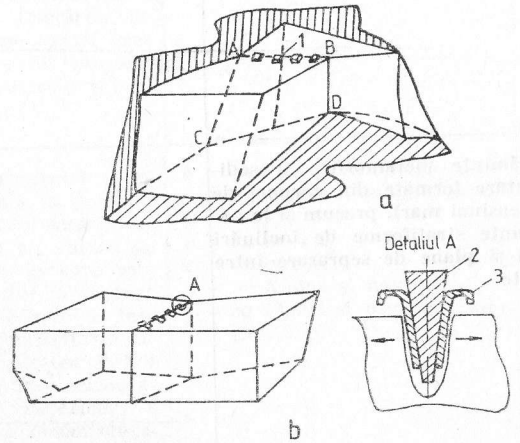
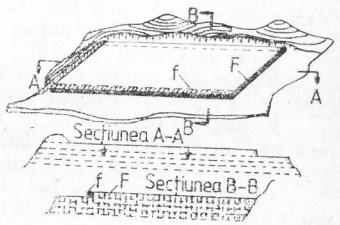
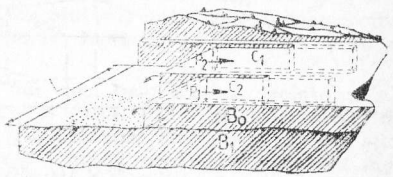


Fig. XX.160. Extragerea manuală a blocurilor:
a — pe plane de fisurație; *b* — în zone nefisurate; *1* — cuiburi; *2* — pană; *3* — contrapană

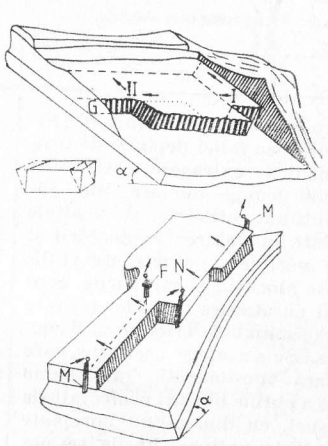
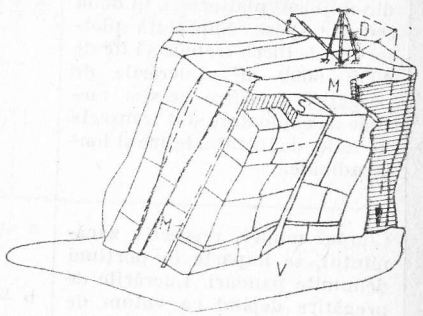
Clasificarea metodelor de exploatare

Metode de exploatare	Condiții de aplicare a metodelor de exploatare	Schema de principiu
1	2	3
Metoda de exploatare cu felii orizontale	Zăcăminte orizontale sau de înclinare mică dispuse în strate sau bancuri suprapuse, precum și la zăcăminte constituite din corpuri masive nestratificate, avînd o extindere foarte mare	
Metoda de exploatare în panouri	Zăcăminte metamorfice și sedimentare formate din corpuri de dimensiuni mari, precum și la zăcăminte stratiforme de înclinări mici și plane de seprarare între strate	

Tabelul XX.48

la zi a rocilor ornamentale

Caracteristicile metodei de exploatare	Procedee de extragere	Avantajele metodei de exploatare
4	5	6
Exploatarea se face în felii (*F*). Înălțimea feliei depinde de procedeul de extragere, caracteristicile geologo-miniere ale zăcămîntului, utilajele și uneltele aflate în dotarea exploatării și de mărimea la care se cer realizate blocurile și calupurile. Sensul de atacare a fișiilor (*f*) este determinat de orientarea fisurilor. Se va alege acel sens care oferă posibilități mai bune de a obține blocuri neafectate de fisuri, cu dimensiuni apropiate de cele optime. Fișiile se pot ataca de la marginea feliei sau din mijlocul platformei, în două sensuri opuse. Suprafața platformei de lucru trebuie să fie de 4000—6000 m². Lucrările de pregătire specifice acestei metode de exploatare sînt tranșeele de felie, de intrare, ieșire și longitudinale.	a — cu extragere manuală ; b — cu perforare mecanică și ștanțare ; c — cu filouri (cu abrazivi granulari sau cu cablu diamantat) ; d — cu mașini echipate cu freze inelare ; e — cu mașini echipate cu discuri diamantate ; f — cu haveze ; g — cu explozivi ; h — cu extragere termică ; i — cu filouri și haveze ; j — cu filouri și perforare mecanică ; k — cu haveze și mașini cu freze inelare.	Productivitate mare la extragere, mecanizarea încărcării și evacuării materialului de pe treaptă.
Cîmpul minier, respectiv zăcămîntul, se împarte în porțiuni denumite panouri. Lucrările de pregătire depind ca volum de relieful terenului în care este cantonat zăcămîntul, iar natura acestor lucrări depinde de forma reliefului. În majoritatea cazurilor apare necesitatea săpării tranșeelor de panou și orizontalizării suprafeței superioare a panoului. Tăierea zăcămîntului se face perpendicular pe planul tranșeelor, în porțiuni de panou (P_1, P_2...). În fața panoului în extragere se amenajează un pat din roci, menit să amortizeze șocul din momentul căderii porțiunii de panou.	a — cu filouri (cu abrazivi granulari sau cu cablu diamantat) ; b — cu haveze ; c — cu explozivi ; d — cu filouri și haveze ; e — cu filouri și perforare mecanică.	

1	2	3
Metode de exploatare cu felii înclinate	Zăcăminte înclinate compacte și nestratificate, zăcăminte nestratificate dar cu plane de fisurație majore înclinate și orientate aproximativ paralele precum și în zăcăminte stratificate cu grosimi variabile, înclinate, între care există plane de separație	
Metode de exploatare în blocuri, după fisuri naturale sau clivaj	Zăcăminte sub formă de corpuri de dimensiuni mari, foarte înclinate și străbătute de plane de fisurație care se întretaie ordonat, delimitînd prisme de volum mare	

Pentru divizarea unor blocuri mari în blocuri industriale se procedează la fixarea unor aliniamente pe traseul cărora apoi, cu ajutorul șpițului și dălții, se sapă cuiburile (făgașele). În aceste cuiburi avînd lungimea de 8 cm, lățimea de 3—4 cm și adîncimea de 10—14 cm, se introduc contrapene și pene piramidale, care prin batere duc la desprinderea blocului din masiv.

Distanța dintre cuiburi este de circa 10 cm în cazul rocilor tari și foarte tari și poate ajunge la 20 cm pentru celelalte roci.

Procedeul se folosește la toate rocile ornamentale, atît cele compacte și cu tărie mare (granite, sienite, marmure etc.), cît și rocile moi (calcare, travertine etc.).

Tabelul XX.18 (continuare)

4	5	6
Elementele principale ale acestei metode de exploatare sînt aproape identice cu cele ale metodei de exploatare cu felii orizontale. De obicei se evită exploatarea contra pantei — începînd de la vîrful pantei în jos — aceasta determinînd cheltuieli mari cu ridicarea producției pe pantă în sus, iar detașarea din masiv este impracticabilă.	a — cu perforare mecanică și ștanțare ; b — cu filouri (cu abrazivi granulari sau cu cablu diamantat) ; c — cu haveze ; d — cu explozivi ; e — cu filouri, haveze și perforare mecanică	Utilizarea vetrei înclinate în scopul realizării transportului automotor al producției și al produselor secundare
Detașarea blocurilor din masiv se face după planuri de fisurație. Evacuarea blocurilor se face cu macarale *Desick*, care sînt montate la bază sau în versant, la jumătatea distanței pe verticală, între vatra carierei și partea superioară a zăcămîntului. Raza de acțiune a macaralei trebuie să cuprindă zona frontului de lucru pe toată înălțimea, pentru a excava blocurile și a le depozita pe vatra carierei	a — cu filouri ; b — cu explozivi.	Permite realizarea unei selecționări adecvate a rocii, ținînd cont de variația componenților mineralogici sau a caracteristicilor ornamentale

Extragerea prin perforare mecanică — constă în perforarea unor găuri pe plane de fisurație sau pe aliniamente stabilite funcție de nevoi. Diametrul găurilor este în jur de 32—46 mm, iar lungimea și distanța dintre găuri au valori care variază funcție de caracteristicile fizice și mecanice ale rocilor. În general, distanța dintre găuri are valori de la cîțiva cm la cîțiva zeci de cm, iar lungimea între 2 și 4 m. Pentru detașarea rocii din masiv, în găuri se introduc pene și contrapene (fig. XX.161).

În cazuri speciale, găurile pot fi amplasate pe aliniamente la echidistanțe de 3—4 cm, iar mai apoi roca dintre două găuri consecutive poate fi eliminată prin ștanțare (fig. XX.162). În regiunile reci, găurile executate în masiv pot fi umplute cu

apă, care prin înghețare își mărește volumul și despică blocul din masiv. Această metodă asigură cea mai bună calitate a rocilor extrase, dar din cauza productivităților scăzute metoda nu este larg utilizată.

Extragerea prin împușcare — se aplică la extragerea rocilor extrem de tari. Blocurile rezultate prezintă un anumit grad de fisurație.

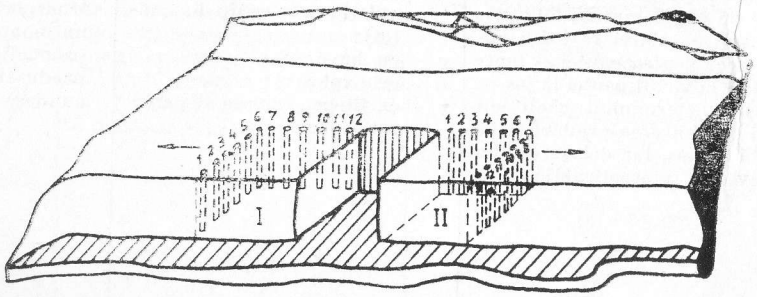


Fig. XX.161. Detașarea blocurilor din masiv prin perforare mecanică:
1, 2, 3,... — găuri; *I, II* — blocuri de rocă ce se vor desprinde din masiv.

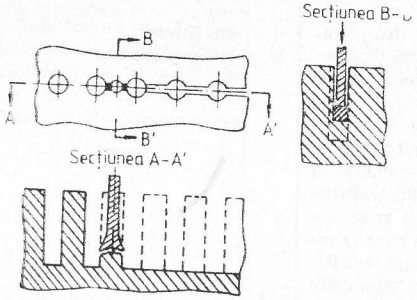


Fig. XX.162. Extragerea blocurilor din masiv prin perforare și ștanțare.

Utilizarea explozivilor la extragerea rocilor tari permite mărirea productivității muncii pînă la de 3 ori și reducerea substanțială a costului extragerii comparativ cu alte metode.

Explozivii întrebuințați sînt cei lenți și în special pulberea neagră. Încărcăturile de exploziv sînt amplasate în găuri cu diametru de 50—60 mm, perforate paralel cu planele verticale de fisurație prezente în masiv (fig. XX.163). În ultimul timp, pentru evitarea fisurării masivului, nu se mai folosește pulbere explozivă în găuri, ci numai fitil detonant. Detașarea rocii numai cu fitil detonant conduce la reducerea cu 25% a cheltuielilor comparativ cu situația în care s-a utilizat și pulbere explozivă.

Extragerea cu explozivi este indicată în cazul masivelor străbătute de un sistem dezvoltat de fisuri ce se întretaie sub un unghi drept sau aproape drept.

Extragerea termică — constă în desprinderea blocurilor din masiv datorită unor tensiuni locale ce apar în urma încălzirii rapide a rocii cu ajutorul unui jet termic

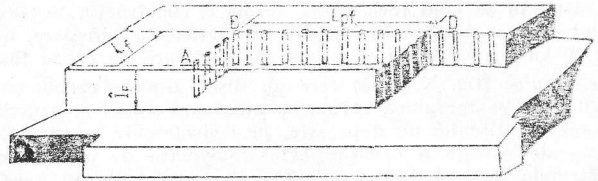


Fig. XX.163. Extragerea blocurilor din masiv prin împușcare
Lf — lățimea fișiei; *hF* — înălțimea feliei; *Lțf* — lungimea porțiunii de fișie.

obținut prin arderea unui combustibil lichid sau gazos în curent de oxigen. Abatarea termică este de curînd aplicată, în special la extragerea blocurilor de roci magmatice și metamorfice acide extrem de tari, lipsite de fisuri sau cu fisurație foarte redusă și calități ornamentale deosebite.

Cu ajutorul jetului termic se realizează tăieturile în plan vertical (fig. XX.164). Metoda prezintă dezavantajul că blocurile obținute prezintă un anumit grad de fisurație, datorită supraîncălzirii suprafețelor, și că fețele blocurilor trebuie neapărat prelucrate mecanic.

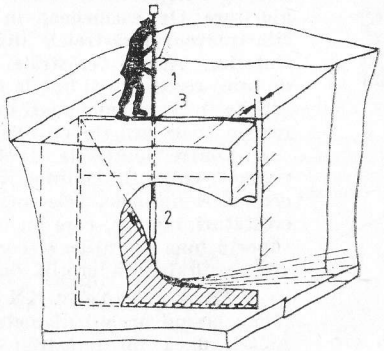


Fig. XX.164. Extragerea blocurilor din masiv cu jet termic:
1 — lance; *2* — arzător; *3* — plan de tăiere; *l* — lățimea tăieturii.

Extragerea mecanică — utilizează mașini de diferite construcții, care prin frezare realizează o serie de fante în masivul de rocă. Frezarea se obține prin desprinderea repetată a unui șpan, cu ajutorul unor cuțite avînd o geometrie corespunzătoare. Suprafețele libere realizate prin frezare delimitează un anumit volum de rocă față

de masivul din care face parte. Majoritatea mașinilor folosite au o rezistență mare la uzură, sînt simple din punct de vedere constructiv, silențioase și economice la realizarea diferitelor operații.

Extragerea mecanică se aplică, în general, la exploatarea rocilor de tărie medie și mare, asigurînd o calitate bună a blocurilor și calupurilor, o productivitate înaltă și un cost scăzut.

Mașini și instalații de tăiat roci. După forma și construcția organului de tăiere, mașinile de tăiat roci se împart în: mașini cu ferăstraie circulare, mașini cu freze inelare, mașini cu lanțuri tăietoare și mașini sau instalații cu cablu tăietor.

Ferăstrăul circular (fig. XX.165) este un disc *1*, din oțel carbon superior, cu grosimea de 10—20 mm, pe marginea căruia se montează dinții *2*, armați cu plăci din aliaje dure. Diametrul discului nu depășește, pe considerente constructive, 1300 mm. Întrucît mișcarea de rotație a discului este imprimată de un arbore pe care este fixat, discul pătrunde în rocă numai cu 40% din diametrul său, ceea ce reprezintă neajunsul acestor organe de tăiere și limitează utilizarea lor.

Ferăstraiele cu disc sînt de construcție simplă, sigure în exploatare, destul de rezistente la uzură și dau o grosime mică a tăieturii în comparație cu alte construcții ale organelor de tăiere. Dinții pot fi înlocuiți cînd se uzează, iar operația de înlocuire este ușoară și se realizează relativ repede.

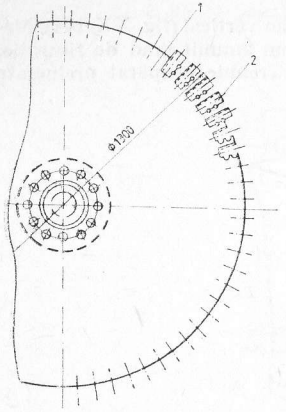


Fig. XX.165. Ferăstrău circular cu dinți.

În ultimii ani au început să fie folosite pentru tăiere discurile prevăzute, în loc de dinți, cu o armătură din praf de carborund sau electro-carborund fixat pe disc printr-un ciment-backelit foarte rezistent. Discurile cu armătură abrazivă dau o productivitate de 2—3 ori mai mare și un consum mai mic de energie decît discurile cu dinți armați cu aliaje dure. De asemenea, în ultimul timp sînt folosite frecvent ferăstraiele disc armate cu diamante sintetice. Aceste ferăstraie permit prelucrarea rocilor de orice rezistență și duc la obținerea unor productivități de 5—7 ori mai mari decît cele obținute la tăierea cu scule armate cu aliaje dure.

Dintre tipurile de ferăstraie disc cunoscute în prezent: cu jantă continuă, cu crestături înguste și cu crestături normale, cele mai folosite sînt discurile cu crestături înguste, care au o construcție mai robustă, suportă bine vibrațiile și condițiile imperfecte de lucru rezultate din erorile de montaj.

Freza inelară (fig. XX.166) este un instrument de tăiere, avînd același diametru ca și ferăstrăul cu disc. Astfel, dacă un ferăstrău cu disc obișnuit cu diametrul de 1200 mm intră în rocă cu cel mult 40% $D = 480$ mm, atunci freza inelară cu același diametru poate intra în rocă și tăia aproximativ 800 mm.

În prezent, în străinătate se proiectează freze care vor permite obținerea unor blocuri cu dimensiuni liniare de 1500 mm și chiar mai mult.

Frezele inelare sînt mai scumpe decît ferăstraiele circulare cu disc, dar ele sînt mai rezistente și permit tăierea rocilor cu rezistența de rupere la compresiune cuprinsă între 1200—1800 daN/cm².

În afară de acestea, frecarea laterală care se produce în timpul tăierii este mult mai mică decît la ferăstraiele circulare, deoarece nu se mai rotește tot discul frezei ci numai inelul său periferic. Durata de funcționare a frezelor în roci de tărie medie este de 500—6000 ore, iar în roci tari și abrazive de aproximativ 800—1000 ore.

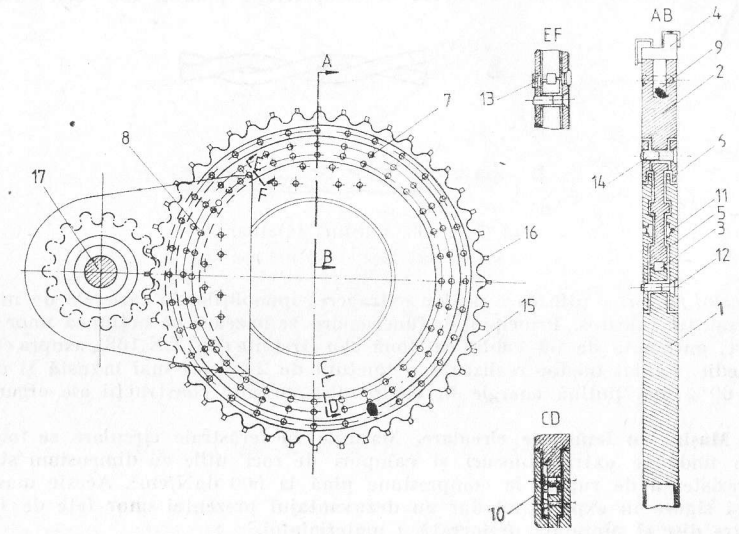


Fig. XX.166. Freză inelară:

1 — inel suport; *2* — obadă; *3* — rulmenți; *4* — suport cuțit; *5* și *6* — garnituri inelare; *7* — orificii de fixare a frezei în poziție verticală; *8* — idem pentru poziția orizontală; *9* — pană; *10* — placă inelară; *11* — inel; *12* și *14* — șuruburi; *13* — pană; *15* — inel dințat; *16* — cuțite din aliaje dure; *17* — pinion.

Lanțul tăietor (fig. XX.167) este format din plăcile de oțel *1*, îmbinate articulat într-un lanț fără fine. Pe verigile lanțului sînt fixați dinții tăietori *2* din aliaj dur. Lanțul tăietor se mișcă cu o viteză de aproximativ 2 m/s, în jurul unui braț de susținere cu lungimea de 2 m și chiar mai mult. Lanțurile tăietoare dau posibilitatea

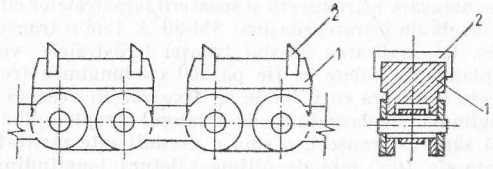


Fig. XX.167. Lanț tăietor.

obținerii unor tăieturi relativ adînci care ajung la 80—85% din lungimea brațului port-lanț. Ele sînt mai puțin rezistente decît ferăstraiele cu disc, din cauza multiplelor îmbinări articulate și a sarcinilor dinamice mari care apar în timpul funcționării. Din acest motiv, mașinile prevăzute cu lanțuri tăietoare nu se folosesc decît pentru tăierea calcarelor sedimentare sau metamorfice omogene, fără intercalații de cuarț și fără fisuri, cu rezistența de rupere la compresiune pînă la 400—500 daN/cm².

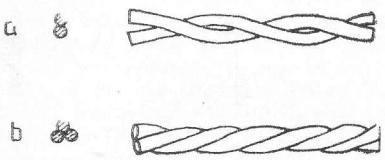


Fig. XX.168. Cabluri tăietoare:
a — cu două lițe; *b* — cu trei lițe.

Cablul tăietor se utilizează pentru extragerea monoliților în carierele de marmură, ardezie sau tuf calcaros. Principiul de funcționare se bazează pe acțiunea unor granule de cuarț, antrenate de un cablu cu două sau trei lițe (fig. XX.168), asupra rocilor de tărie medie. Cablul tăietor realizează o tăietură de 2—3 ori mai îngustă și consumă cu 30—60% mai puțină energie în comparație cu alte construcții ale organelor de tăiere.

— **Mașini cu ferăstraie circulare.** Mașinile cu ferăstraie circulare se folosesc în carierele unde se extrag blocuri și calupuri de roci utile cu dimensiuni standard, avînd rezistența de rupere la compresiune pînă la 500 daN/cm². Aceste mașini sînt simple și sigure în exploatare, dar au dezavantajul prezenței unor fețe de fricțiune mari între disc și suprafața prelucrată a materialului.

Mașina SM-89 A constă din două cărucioare, unul superior și altul inferior, care se deplasează acționate de motoare electrice individuale. Deplasarea se face de-a lungul frontului de lucru, pe șine montate la același nivel sau la nivele diferite. Pe căruciorul superior sînt montate motoarele de acționare care imprimă rotirea fierăstraielor circulare orizontale și verticale, în număr total de patru.

Mecanismul de rotație al ferăstraielor orizontae poate să schimbe nivelul de tăiere pînă la 445 mm, iar ferăstraiele verticale se pot roti în plan orizontal cu 90°. Datorită acestei schimbări de plan tăietor, ferăstraiele execută o dată tăierea în plan transversal, iar în alt caz în plan longitudinal față de frontul de lucru.

Înainte de a începe extragerea blocurilor de rocă, pe berma treptei se montează două șine fără traverse, la ecartamentul de 4240 mm, corespunzător lungimii cadrului mașinii. La capetele frontului de lucru se execută anticipat cîte o tranșee transversală de intrare și de ieșire, necesare introducerii și scoaterii ferăstraielor circulare (fig. XX.169). Din tranșeea transversală de intrare, mașina SM-89 A taie o tranșee pe toată lungimea blocului sau carierei. La realizarea acestei tranșei ferăstraiele verticale sînt montate și fixate astfel ca planul de tăiere să fie paralel cu lungimea treptei, iar ferăstraiele orizontale sînt ridicate deasupra rocii, unde se fixează. În această poziție, mașina execută tăierea longitudinală, deplasîndu-se de-a lungul treptei pînă ce lățimea tranșeei atinge 1,1 m. După săparea tranșeei, o șină a mașinii este montată pe vatra tranșeei și așezată la distanța de 1050 mm de ultima tăietură longitudinală, iar cealaltă rămîne pe berma treptei.

Extragerea blocurilor sau calupurilor de rocă începe cu tăierea verticală, transversal pe front, a unor fîșii egale cu două lungimi de bloc sau calup. La realizarea acestei tăieturi, ferăstraiele orizontale sînt menținute ridicate în poziție extremă, iar cele verticale sînt perpendiculare pe frontul treptei. Distanța între tăieturile verticale transversale este egală cu lungimea unui calup. După terminarea tăieturilor verticale

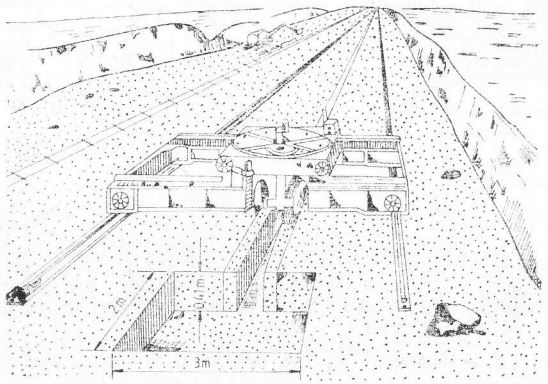


Fig. XX.169. Săparea tranșeelor de pregătire.

transversale, mașina se aduce în tranșeea transversală de intrare, se coboară ferăstraiele orizontale la vatră, iar cele verticale își schimbă planul de tăiere cu 90°. În această poziție a ferăstraielor se execută simultan tăierea orizontală și desprinderea calupurilor din masiv. După două curse de tăiere cu mașina, calea ferată se mută în poziție nouă de lucru și ciclul de lucru reîncepe. Schema de lucru este redată în fig. XX.170. Mașina de tăiat roci SM-89 A este deservită de un mecanic și un ajutor mecanic și poate realiza producții de 60—70 m³/schimb.

Mașina SM-518 poate tăia blocuri din calcar cu rezistența de rupere la compresiune de 400 daN/cm². Construcția acestei mașini este similară cu cea a mașinii SM-89 A. Organele de tăiere ale acestei mașini sînt discurile de oțel, armate la peri-

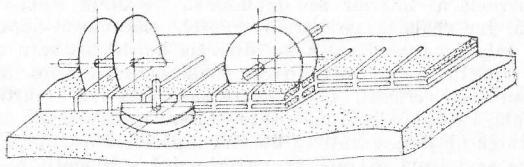


Fig. XX.170. Schema de tăiere a calupurilor de rocă cu mașini cu ferăstraie circulare.

ferie cu cuțite din carburi metalice. Mașina este echipată cu șase discuri avînd următoarele destinații:

— două discuri montate vertical pentru realizarea tăieturilor transversale;
— două discuri montate vertical pentru tăieturi longitudinale;
— două discuri pentru tăiere în plan orizontal.

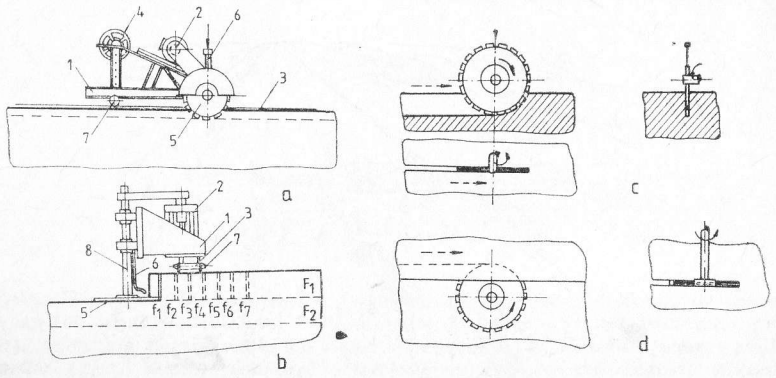


Fig. XX.171. Mașini mobile echipate cu disc diamantat:

a — mașină pentru realizarea tăieturilor verticale; *b* — mașină pentru realizarea tăieturilor orizontale; *c* — tăierea cu disc diamantat în plan vertical; *d* — tăierea cu disc diamantet în plan orizontal; F_1, F_2 — felii; f_1, f_2 — fîșii; *1* — cadru; *2* — electromotor; *3* — cale de rulare; *4* — volan pentru a vans; *5* — disc diamantat; *6* — conductă pentru apă; *7* — roți; *8* — mandrină.

Cuțitele pot fi reascuțite pînă la consumare totală, motiv pentru care ele sînt montate în niște portcuțite, la periferia discurilor.

Mașina SM-518, lucrînd în calcare moi, poate atinge productivitatea de 30 000 000 cărămizi etalon pe an. Mașina are o putere instalată de 66,7 kW și o masă de 14 t.

În fig. XX.171 sînt prezentate două mașini mobile echipate cu discuri diamantate pentru obținerea de calupuri și blocuri în carierele de roci ornamentale.

— **Mașini cu freze inelare.** Mașinile cu freze inelare se folosesc de obicei în carierele în care se extrag blocuri mari, din care apoi se confecționează plăci de finisaj în domeniul construcțiilor. Secțiunea blocurilor extrase este de 1000 × 1000 mm, iar lungimea de 1500—2000 mm.

Mașina SM-177 A constă în principal din două cărucioare, unul inferior și altul superior. Căruciorul inferior se deplasează pe două șine, dintre care una este așezată pe vatră, iar cealaltă pe berma treptei. Căruciorul superior este montat pe cel inferior și se mișcă perpendicular pe direcția de deplasare a acestuia. Organul de lucru al mașinii constă din 2 sau 4 freze inelare, dintre care una este montată orizontal și una sau trei vertical. Una dintre cele trei freze verticale servește pentru tăiere longitudinală, iar celelalte două pentru tăiere transversală.

După montarea mașinii, curățirea bermei superioare a treptei și executarea lucrărilor de pregătire se începe extragerea propriu-zisă a blocurilor.

Lucrările de pregătire constau din săparea unei tranșei de 1,72 m lățime și 1,1 m adîncime pe toată lungimea carierei și a două tranșee la capetele frontului de lucru: una de intrare și alta de ieșire (fig. XX.172).

Extragerea blocurilor se face în două faze: în prima fază se execută tăieturile verticale transversale, iar în cea de a doua fază se execută simultan tăierea orizontală și verticală longitudinală care duce la desprinderea blocurilor din masiv. Blocurile tăiate se îndepărtează de la front manual sau cu ajutorul macaralelor, iar detritusul și deșeurile rezultate la tăiere cu buldozere sau cu autoîncărcătoare.

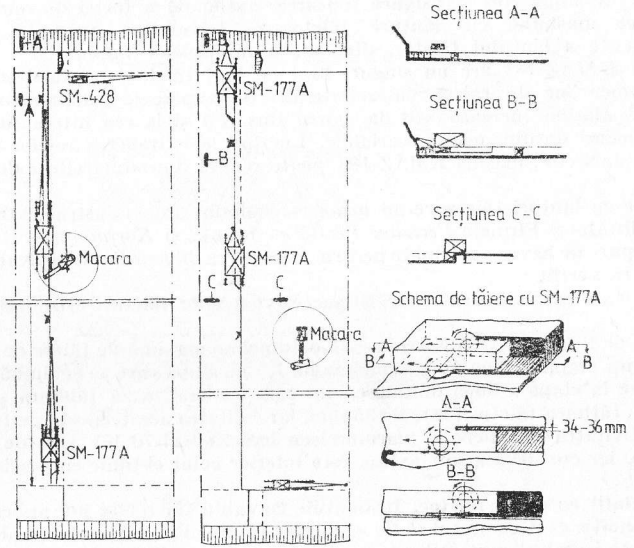


Fig. XX.172. Metoda de exploatare în felii orizontale cu folosirea mașinii cu freze inelare de tipul SM—177 A.

Productivitatea mașinii în roci avînd rezistența de rupere la compresiune între 600 și 1800 daN/cm² este de 0,40—0,70 m²/h și de 2,2—4,0 m²/h în cazul rocilor cu rezistența sub 600 daN/cm².

Mașina SM-580 execută tăierea transversală simultan cu trei freze inelare cu diametrul de 1380 mm. În plan orizontal lucrează două freze. Tăierea orizontală și desprinderea din masiv se execută simultan, iar mașina se mișcă continuu de-a lungul frontului de lucru. Mașina este montată pe două cărucioare, dintre care cel inferior se deplasează pe o linie ferată cu ecartamentul de 4200 mm, iar cel superior, așezat pe platforma celui inferior, se mișcă perpendicular pe linia ferată principală. Frezele și motoarele mașinii sînt instalate pe căruciorul superior. La tăierea transversală căruciorul superior se mișcă, iar cel de jos stă fix. La tăierea orizontală și desprinderea pietrei din masiv, căruciorul superior este fix, iar cel de jos se mișcă.

Productivitatea mașinii atinge 80 m³/schimb. Utilizarea mașinii SM-580 împreună cu autoîncărcătoarele și macaralele permite mecanizarea completă a extracției blocurilor și monoliților de mari dimensiuni.

— **Mașini cu lanțuri tăietoare.** Mașinile cu lanțuri tăietoare sînt folosite pentru extragerea blocurilor de dimensiuni mari de roci utile, cu rezistența de rupere la compresiune de pînă la 400—500 daN/cm².

Tăierea cu mașini cu lanțuri tăietoare — haveze — prezintă următoarele avantaje: permite obținerea de monoliți și blocuri mari cu forme regulate; permite creșterea productivității muncii și reducerea simțitoare a cheltuielilor de extragere; necesită un număr redus de muncitori și asigură folosirea rațională a forței de muncă.

Folosirea mașinilor cu lanțuri tăietoare — havezelor — prezintă dezavantajul ruperii frecvente a lanțului tăietor, din cauza multiplelor îmbinări.

Mașina KMAZ-188 are un singur braț cu lanț tăietor și este destinată pentru extragerea blocurilor de calcar cu rezistența de rupere la compresiune de pînă la 100 daN/cm². Mașina lucrează atît la cursa dus cît și la cea întors (în suveică) și poate tăia blocuri de dimensiuni variabile. Lucrînd la extragerea rocilor cu rezistența de pînă la 15 daN/cm², mașina KMAZ-188 poate realiza o productivitate de 12—15 m³/schimb.

Mașinile cu lanțuri tăietoare au o mare răspîndire în industria extragerii rocilor utile din străinătate. Firmele *Fernand Périer* — Franța și *Korfmann* — R.F.G. fabrică mai multe tipuri de haveze destinate pentru extragerea blocurilor de calcar sedimentar, marmură și travertin.

Havezele au posibilitatea realizării succesive a unor tăieturi orizontale și verticale (fig. XX.173).

Haveza de tipul RH-70 VK realizează o adîncime maximă de tăiere de 3 m în două etape. În prima etapă se taie pe o adîncime de 1,5 m, după care se schimbă brațul portlanț și se trece la etapa a doua de tăiere, în care se realizează tăietura pe adîncimea finală de 3 m; lățimea tăieturii este de 35 mm, iar calitatea acesteia este perfectă.

Productivitatea de tăiere a marmurei cu haveză RH-70 KV este de aproximativ 30 m²/schimb, iar costul unui m³ extras este inferior celui obținut cu mașinile cu freze inelare.

— **Instalații cu cablu tăietor.** Instalațiile cu cablu tăietor se pot aplica la orice fel de roci, cu condiția ca zăcămîntul să fie omogen și să nu aibă fisuri și intercalații de steril. De obicei aceste instalații sînt utilizate pentru tăierea monoliților de roci utile de dimensiuni foarte mari, care nu pot fi tăiați și extrași cu alte mașini.

La tăierea rocilor cu cablu de oțel și granule de cuarț (filouri), instalația constă în principal dintr-un cablu de oțel fără sfîrșit (fig. XX.174), pus în mișcare de un motor de 6—8 kW.

De la roata de acționare cablul este condus pe role pînă la frontul de lucru unde, trecînd peste anumite porțiuni de zăcămînt, prin antrenarea granulelor de cuarț, produce tăieturi dirijate în rocă. Cablul joacă rolul lamei ferăstrăului, iar nisipul de cuarț reprezintă dinții acestuia.

Cablul cu trei lițe are lungimea de 500—1000 m și diametrul cuprins între 4—6 mm, iar firele sînt din oțel, avînd o rezistență de rupere la întindere de 130—140 daN/mm². În construcția cablului, liților li se dă o răsucire cît mai mare pentru a putea antrena o cantitate cît mai mare de nisip. Viteza de deplasare a cablului în timpul operației de tăiere este de 8—10 m/s. Cablul fiind fără fine, legătura prin împletire se face fără a produce îngroșări locale, pe lungime de 2—3 m. Cablul este ținut întins prin intermediul unui dispozitiv special, de obicei un cărucior lestat pe un plan înclinat, tensiunea permanentă fiind de 4—5 daN/mm².

La exploatările mari se acționează prin aceeași tobă 4—6 cabluri simultan, necesitînd cîte 5—10 kW de fiecare cablu. Stîlpii de conducere au lungimea de 4—6 m și sînt dispuși la 30—40 m interval, fie încastrați, fie pe platforme grele.

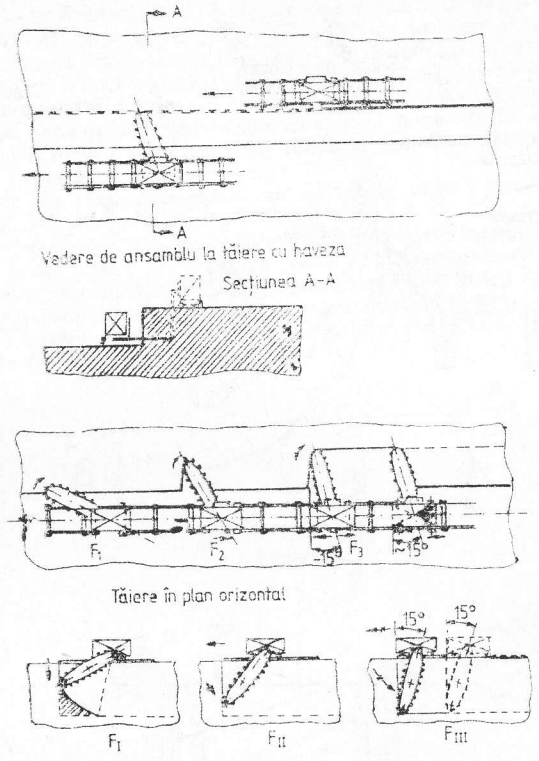


Fig. XX.173. Tăierea rocilor cu mașini cu lanțuri tăietoare.

Găurile pentru introducerea aparatului de tăiere au diametrul de 0,4—1,0 m și adîncimi de 3—10 m (excepțional 25 m), distanțate la 10—50 m, după natura și tăria rocilor respective.

Alimentarea cu nisip de-a lungul tăieturii se face cu ajutorul unor cutii de lemn cu secțiunea transversală triunghiulară, în care curge permanent apă. Pentru o tăietură de aproximativ 35 m lungime sînt necesare minimum două cutii, dintre care una va fi așezată imediat la intrarea cablului în tăietură.

Nisipul utilizat trebuie să fie cuarțos cu diametrul granulelor de 0,2—1,0 mm. Consumul de nisip este de 40—60 kg/m² suprafață tăiată.

Spre a preîntîmpina o înțepenire a cablului, acesta se dispune la zăcăminte cu înclinare mare — pe direcție. Aproape de terminarea tăieturii, nu se mai toarnă nisip, ci numai apă, spre a împiedica eventualele înțepeniri ale cablului.

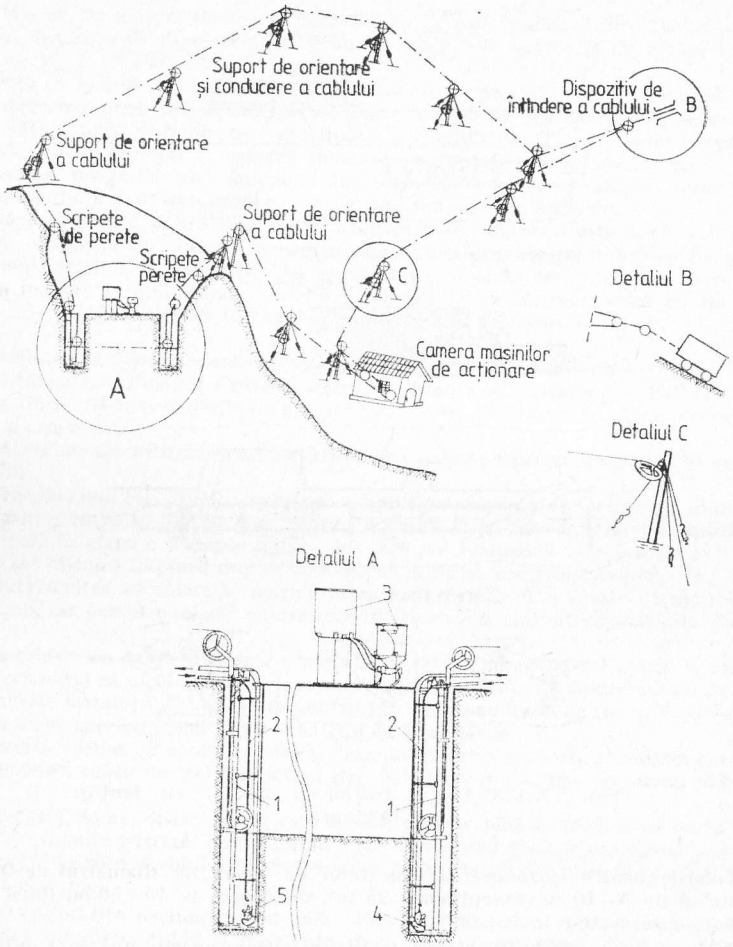


Fig. XX.174. Schema de ansamblu a unei instalații cu cablu tăietor pentru tăiat monoliți și blocuri de roci.

Cînd cablul a ajuns la partea de jos a monolitului sau blocului, acesta se detașează cu ciocane pneumatice, se încarcă pe dispozitive de transport și este scos afară din carieră.

Instalația de tăiere a rocilor cu fir elicoidal fără sfîrșit (filouri) este simplă, economică și poate fi folosită în orice situații și condiții impuse de practică. Dintre avan-

tajele acestei instalații de tăiere amintim: tăierea se poate executa în orice plan; adîncimea de tăiere nu este limitată (8—10 m); se pot obține monoliți mari; fețele de tăiere sînt netede; prin tăiere se pierd numai 1—2 cm; cu un număr redus de trepte în carieră se obțin producții mari; se pot executa 4, 5, 6 tăieturi simultan etc.

Capacitatea de tăiere a unei instalații cu cablu de oțel (filou) este de 0,25—1,0 m²/h la exploatările de marmură și travertin și de 1,5 m²/h la exploatările de șisturi moi. Uzura cablului de oțel depinde de tăria rocilor în care se lucrează. În cazul marmurei această uzură este de 5 m cablu pentru 1 m² tăietură. Consumul de energie electrică este în medie de 7—10 kWh pe m² de tăietură.

În multe cariere de roci ornamentale au apărut în ultimii ani *filouri rapide* și *filouri diamantate* (fig. XX.175 și 176).

Filourile rapide prezintă o serie de modificări față de filourile obișnuite, care constau în: renunțarea la un traseu lung pentru cablu; creșterea vitezei cablului, echiparea rolelor port-cablu cu piste cauciucate și raționalizarea alimentării cablului cu amestec abraziv. Lungimea totală a cablului este de aproximativ 1000 m. Filoul se montează în apropierea frontului de lucru, iar distanța dintre bateria de acționare și cea de întoarcere este de 50—60 m.

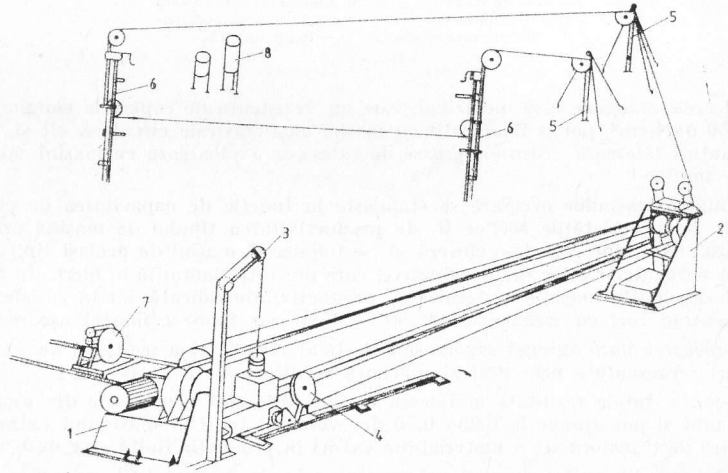


Fig. XX.175. Filou rapid:

1 — baterie motoare; *2* — baterie de role; *3* — coloană cu contragreutate; *4* — dispozitiv pentru întinderea firului; *5* — grupuri de orientare; *6* — montanți; *7* — mașină depănătoare; *8* — baterie de alimentare cu amestec abraziv.

Filourile diamantate au înlocuit cablul elicoidal și materialul abraziv cu un *cablu diamantat*, prezentînd următoarele avantaje: productivitate sporită; consum redus de manoperă și durată mare de serviciu.

Alegerea mașinii de tăiat rocă. Alegerea mașinii de tăiat rocă se face în funcție de proprietățile fizico-mecanice ale rocii și de specificul zăcămîntului, de capacitatea de producție a carierei și de condițiile tehnice ale exploatării zăcămîntului.

În carierele care exploatează roci rezistente sînt utilizate mai mult mașinile SM-177 A și SM-580 cu freze inelare. Aceste mașini sînt folosite cu succes și la exploatarea calcarelor groase, monolite, în trepte înalte.

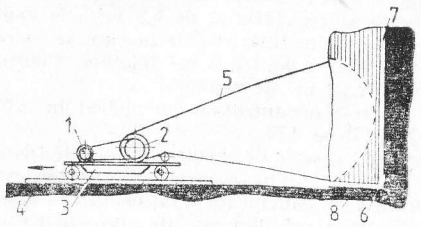


Fig. XX.176. Montarea filoului diamantat în frontul de lucru:

1 — electromotor; *2* — volantă motoare; *3* — cărucior; *4* — cale de rulare; *5* — cablu diamantat; *6* — gaură de mină orizontală; *7* — gaură de mină verticală, coplanară cu gaura orizontală; *8* — masiv de rocă.

Calcarele omogene fără incluziuni, care au rezistența de rupere la compresiune în jur de 150 daN/cm², pot fi tăiate atît cu mașini cu fierăstraie circulare, cît și cu mașini cu lanțuri tăietoare. Stratele groase de calcar se exploatează cu mașini adaptabile la trepte înalte.

Numărul mașinilor necesare se stabilește în funcție de capacitatea de producție a carierei, de proprietățile rocilor și de productivitatea tipului de mașină preconizat a se utiliza. Este bine ca într-o carieră să se folosească mașini de același tip, dîndu-se preferință agregatelor celor mai productive, care prezintă siguranță în lucru. În carierele mari sînt răspîndite mașinile puternice cu productivitate ridicată, iar în carierele mici, unde se extrag roci cu rezistența sub 50 daN/cm², se folosesc mașini ușoare.

La alegerea unui agregat sau mașină de tăiat rocă se ține seama și de cantitatea de deșeuri reprezentate prin praf și măruntă rezultate în urma tăierii.

Deșeurile totale rezultate la tăierea rocilor utile sînt constituite din așchii, măruntă și praf și pot ajunge la 0,25—0,70 din volumul total al masivului extras. Deci, coeficientul de transformare a materialului extras în producție finită este de 0,30—0,75.

Încărcarea blocurilor de roci extrase în carierele de roci utile se poate face cu instalații de tip pod, scripeți și cabluri, cu automacarale, cu autoîncărcătoare, cu macarale *Derrick* etc.

Scoaterea blocurilor și monoliților din carieră la suprafață se realizează pe tranșee capitale, cu ajutorul transportului pe cale ferată sau auto. În multe cazuri scoaterea blocurilor din carieră la suprafață se realizează cu ajutorul nstalațiilor cu cabluri de ridicat și transportat sau cu ajutorul macaralelor *Derrick* montate în serie.

Folosirea macaralelor pentru scoaterea blocurilor la suprafață înlătură transportul din interiorul carierei, dar prezintă următoarele neajunsuri: raza limită de acțiune (30—40 m); productivitatea redusă la scoaterea deșeurilor și puterea redusă de ridicare (15—20 t).

Transportul auto sau cu locomotive se aplică atunci cînd platforma de recepție se află mai jos decît nivelele de exploatare din carieră. În acest caz producția de pe bermele treptelor este încărcată în mijloacele de transport și dirijată la suprafață. Sistemul prezintă avantajul că pot fi transportați monoliți și blocuri de orice dimensiuni.

În carierele în care roca este extrasă sub formă de calupuri, încărcarea acestora în utilajul de transportat se face, de cele mai multe ori, manual.

În lume există preocupări serioase pentru punerea la punct a unor mașini care să permită mecanizarea adunării calupurilor extrase din fronturile de lucru, depunerea acestora în pachete și încărcarea pachetelor în mijloace de transport.

Transportul la distanță a rocilor utile extrase sub formă de monoliți blocuri și calupuri se face în containere sau în pachete de 0,5—0,6 t, folosindu-se transportul pe cale ferată sau auto.

Organizarea muncii la extragerea mecanizată a rocilor se face după grafice ciclice în care principalele procese de lucru se execută succesiv, simultan sau combinat.

Universitatea Al. I. Cuza Iași
Biblioteca de Geologie-Geografie
Cota veche: acu col. Ion
Prețul: 80,00

III 12109-12112

AU APĂRUT:

BRANA V. ș.a.	**Substanțe minerale nemetalifere**
MURGU M.	**Evaluarea geologică și industrială a zăcămintelor minerale**
CLICHICI O., STOIGI S.	**Cercetarea geologică a substanțelor minerale solide**
GIUȘCĂ D.	**Structura atomică a mineralelor**
SCHWEIGHOFFER R., FODOR D.	**Tehnologii pentru valorificarea complexă a rocilor ornamentale**
GEORGESCU M.	**Optimizarea metodelor de exploatare în subteran a zăcămintelor metalifere**

VOR APĂREA:

PETRESCU I. ș.a.	**Geologia zăcămintelor de cărbuni, vol. I și II**
BOTEZATU R.	**Bazele interpretării geologice a informațiilor geofizice**
TĂTĂRÎM NIȚA	**Geologie stratigrafică și paleogeografie, vol. II —Precambrian și Paleozoic**
ENESCU D., ALMĂȘAN B.	**Seismologia în lucrările cu explozivi în industrie**
GURAN M.ș.a.	**Mineralurgie, vol. II**
PĂSCULESCU M.ș.a.	**Electrificarea exploatărilor miniere**
TODORESCU A.	**Reologia rocilor cu aplicații în minerit**
MUREȘAN P.	**Exploatarea, întreținerea și repararea combinelor miniere de înaintare**
HUIDU E., JESCU I.	**Cartea minerului din exploatări la zi**